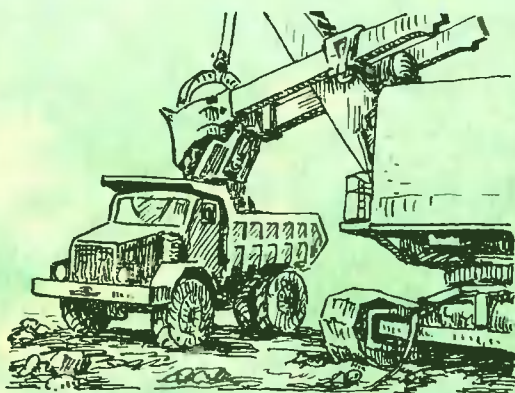


6111.241
Д852

А. И. Арсентьев

ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ О ПАРАМЕТРАХ КАРЬЕРА



Ленинград

1982

Министерство высшего и среднего специального образования
РСФСР
Ленинградский ордена Ленина, ордена Октябрьской Революции
и ордена Трудового Красного Знамени горный институт
им. Г.В.Плеханова

А.И.Арсентьев

ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ О ПАРАМЕТРАХ КАРЬЕРА

Учебное пособие



Ленинград
1982

УДК 622.271 (675.80)

Обосновываются методы принятия решений по производительности и границам карьеров, углам погашения бортов, требуемому количеству экскаваторов в условиях вероятностного характера исходных данных. Учитываются исходные геологические и технико-экономические данные. Даются методы оценки уровня риска при принятии проектных решений. Рассматриваются психологические и экономические аспекты принятия решений.

Пособие предназначено для студентов и преподавателей горных вузов и будет полезно для горных инженеров, занимающихся проектированием карьеров.

Научный редактор проф. В.А.Палуков

Темплан 1982 г.,
поз. 961

© Ленинградский горный
институт им. Г.В.Плеханова,
1982 г.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Составление проекта разработки рудника является таким же произведением гения горного инженера, как создание картины художником,

Б.И.Бокий (1873-1927)

Проблемой определения главных параметров карьеров и шахт занимались многие советские ученые. Серьезные методы разработаны такими учеными, как И.А.Кузнецов, Б.П.Боголюбов, Н.Н.Маслов, П.И.Городецкий,

М.И.Агашков,
В.В.Ржевокий,
Г.Л.Фисенко и др.

Особенно трудным для студента (да и для профессионального проектировщика тоже) является не столько вопрос о подготовке возможных вариантов решения по параметрам будущего карьера, сколько проблема окончания проекта, т.е. принятия окончательного решения. Как говорил профессор Академии художеств П.П.Чистя-



Николай Николаевич Маслов (рожд. 1898) — крупный ученый в области устойчивости откосов и методов борьбы с оползнями. Основные труды: «Инженерная геология» (1941, 1957), «Механика грунтов в практике строительства» (1977)

ков: „Ведь конец – всему делу венец. Начинать могут многие, но окончить может только тот, кто много и правильно упражнялся в этом – в тонком решении задачи“.

Предлагаемое учебное пособие призвано помочь студенту правильно принимать решения по основным параметрам проектируемого карьера – его производительности, границам, определению угла погашения бортов.

Пособие подготовлено в соответствии с указаниями МВ и ССО СССР по внедрению результатов исследований кафедр в учебный процесс и развитию научно-исследовательской работы студентов. В нем излагаются методы принятия решений в условиях неопределенности исходных данных, полученные на кафедре "Разработки месторождений открытым способом" Ленинградского горного института. Кроме этого, в конце каждой главы приводятся возможные варианты задания для углубленной проработки материалов и задания по специальным вопросам курсового и дипломного проектов.

Глава I. ЗАВИСИМОСТЬ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ОТ ДОСТОВЕРНОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ДАННЫХ

Всякая деятельность исходит из знаний, содержащих пробелы. При такой неуверенности можно либо воздержаться от действий, либо действовать с риском.

Станислав Лем (рожд. 1921)

I. Общие положения

В процессе проектирования и планирования работы карьеров, как и любых других предприятий, всегда наблюдаются три качественно различных периода: период подбора и анализа исходных данных, период подготовки решений и путем использования различных методов решения проектных задач и период принятия решений. На



Павел Иванович Городецкий (1902–1960) – крупный ученый и педагог. Специалист по методам проектирования рудников. Разработал метод определения границ открытых работ. Основные труды: „Технико-экономические основы определения границы перехода с открытых работ на подземные“ (1941), „Проектирование горнорудных предприятий“ (1949, 1955)

последнем этапе очень высока степень ответственности проектировщика, так как многие проектные решения непоправимы в процессе эксплуатации карьера.

Серьезность, правильность и осуществимость принятых решений зависит от огромного числа различных факторов: наличия и надежности исходных данных, правильности прогноза будущей технико-экономической ситуации, совершенства методов проектирования, эрудированности проектировщи-

ков, их таланта, характера и т.д. Поэтому любые принимаемые решения несут в себе элемент неопределенности и связаны с риском. Назовем риском – опасность невыполнения принятых решений при действиях в условиях неопределенности исходных данных. Уровень (мера) риска [6]

$$R(A) = 1 - P(A), \quad (I)$$

где $P(A)$ – вероятность выполнения решения по фактору A .

Мы обычно имеем дело с двумя типами исходных данных – геологическими и технико-экономическими. Эти данные всегда неточны, так как истинную геологическую ситуацию можно узнать,

только полностью выработав полезное ископаемое, а технико-экономические показатели станут ясны только в процессе работы карьера. Эти два типа факторов можно считать независимыми событиями и, в соответствии с методами теории вероятностей, общий риск при взаимодействии двух независимых факторов

$$R(A) = R(V) + R(Q) - R(V) \cdot R(Q), \quad (2)$$

где $R(V)$ и $R(Q)$ - риск неподтверждения соответственно геологических и технико-экономических данных.

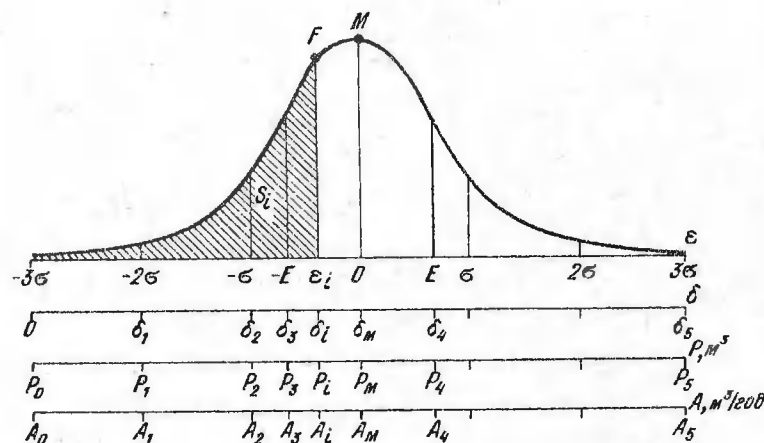


Рис. 1. Кривая нормального распределения величин ϵ, δ, P, A

Предположим, что показатель, по которому нужно принять решение, из-за возможных отклонений изменяется от A_0 до A_5 при математическом ожидании A_M и имеет распределение, показанное на рис. 1. Если мы приняли решение A_i (точка F на рис. 1), то уровень риска при этом составит

$$R(A_i) = \frac{S_i}{S_0}, \quad (3)$$

где S_i - площадь под кривой распределения левее принятой точки; S_0 - общая площадь под кривой распределения.

Если ввести вторую шкалу δ , то будет соблюдаться зависимость

$$A_i = A_0 (1 + \delta_i), \quad (4)$$

где δ_i - относительное увеличение принятого показателя по сравнению с наименьшим значением A_0 .

2. Достоверность геологических данных

Как известно, степень разведанности месторождения, изученности его формы, размеров, качества и количества полезных компонентов характеризуется так называемой категорией разведанности. Основных категорий четыре - A , B , C_1 и C_2 . Каждая из категорий обладает определенным уровнем допустимой погрешности. Величина этих погрешностей очень трудно поддается учету и еще недостаточно хорошо обоснована. Имеются лишь ориентировочные данные, приведенные в табл. I [9].

таблица 1

Возможная ошибка в подсчете запасов полезного ископаемого

Государство	Погрешность ($\pm$) подсчета запасов по категориям, %			
	A	B	C ₁	C ₂
СССР (по В.М.Крейтеру)	15-20	20-30	30-60	60-80
НРБ	10-20	30	50	-
ВНР	10-20	35	50	100
ГДР (по Г.Ре)	5-20	40	60	100

В среднем для расчетов пока можно пользоваться (по В.М.Крейтеру) средней возможной погрешностью $\pm 17,5\%$ при

категории A ; $\pm 25\%$ - B ; $\pm 45\%$ - C_1 ; $\pm 75\%$ - C_2 . Конечно, эти цифры нуждаются в серьезном уточнении.

Есть много оснований считать, что ошибки подсчета запасов, из-за их непрерывности, обусловленности множеством случайных и систематических погрешностей, подчиняются закону распределения, близкому к нормальному.

Рассматривая развитие карьерного пространства и встречаясь с участками залежей полезного ископаемого, разведанными по разным категориям, можно определять возможную средневзвешенную ошибку по формуле

$$\varepsilon_0 = K_A \varepsilon_A + K_B \varepsilon_B + K_{C_1} \varepsilon_{C_1} + K_{C_2} \varepsilon_{C_2}, \quad (5)$$

где ε_A , ε_B , ε_{C_1} , ε_{C_2} - возможные погрешности по категориям A , B , C_1 и C_2 ; K_A , K_B , K_{C_1} , K_{C_2} - доля запасов по этим категориям на рассматриваемом этапе работ (сумма этих коэффициентов равна единице).

В действующей для геологов-разведчиков классификации запасов все месторождения разбиты на четыре группы и каждая из них характеризуется величиной доли запаса различной кате-

Таблица 2

Доли запасов различных категорий, дающие право на разработку месторождения

Категория запасов	Удельный вес запасов для различных месторождений, %			
	Коксующиеся угли	Группа I	Группа II	Группа III
A	30	10	-	-
B	30	20	20	-
C_1	40	70	80	100
Средневзвешенная возможная ошибка, %	± 31	± 38	± 41	± 45

гории, дающей право на промышленное освоение месторождений (табл.2). Причем в группу I отнесены месторождения простого строения с выдержанной мощностью и равномерным распределением полезных компонентов. Группа II - это месторождения сложного строения с невыдержанной мощностью и неравномерным распределением полезных компонентов. Группа III - очень сложные месторождения с исключительно резким изменением мощности и содержания полезных компонентов.

Как видим, общая возможная ошибка подсчета запасов уже разведанных месторождений и сданных для проектирования их разработки довольно велика и составляет $\pm(31-45)\%$. Более детальная разведка экономически невыгодна.

Посмотрим, как отражается неопределенность геологических данных на возможных показателях и параметрах проектируемого карьера.

3. Объемы полезного ископаемого и пустых пород в контурах карьера

Предположим, что мы уже определили границы карьера, построили его контуры и подсчитали в нем объем горной массы V_r . Этот объем можно подсчитать с очень небольшой ошибкой $\pm(2-5)\%$, которую для упрощения расчетов не будем учитывать.

В контуре карьера может оказаться запасов руды от P_0 до P_5 при математическом ожидании P_M (точка M на рис.1). Возможная ошибка подсчета запасов ε при нормальном законе распределения может быть принята равной $\pm 3\sigma$, где σ - среднеквадратичное относительное отклонение.

Если в проекте ориентироваться на запасы P_0 , то риск составит нуль, если на математическое ожидание P_M , то 50% (табл.3).

К сожалению, в геологических отчетах не указываются возможные ошибки подсчета и что принимается в качестве цифры запасов - математическое ожидание или меньшая величина.

Таблица 3

Степень риска при различных проектных значениях
запасов руды

P_i^*	Риск, %
$P_0 = P_M (1 - 3\sigma)$	0
$P_1 = P_M (1 - 2\sigma) = P_0 \frac{1 - 2\sigma}{1 - 3\sigma}$	2,3
$P_2 = P_M (1 - \sigma) = P_0 \frac{1 - \sigma}{1 - 3\sigma}$	15,9
$P_3 = P_M (1 - E) = P_0 \frac{1 - E}{1 - 3\sigma}$	25
$P_M = P_0 \frac{1}{1 - 3\sigma}$	50
$P_4 = P_M (1 + E) = P_0 \frac{1 + E}{1 - 3\sigma}$	75

* В формулах E - среднее отклонение ($E = 0,674 \sigma$).

В первом приближении можно считать цифру геологических запасов математическим ожиданием ($\varepsilon = 0$). Тогда средний коэффициент вскрыши (при $V_T = P_M + V_M$)

$$n_M = \frac{V_M}{P_M}, \quad (6)$$

где P_M и V_M - математическое ожидание соответственно извлекаемых запасов полезного ископаемого и пустых пород, м³.

Если мы, по тем или иным соображениям, не хотим ориентироваться на P_M , а принимаем для расчетов величину запасов

$P_i < P_M$, то коэффициент вскрыши увеличится (при $V_T = P_i + V_i$):

$$n_i = \frac{V_i}{P_i}. \quad (7)$$

С учетом формулы (4), а также данных табл.3 и рис.1 получим

$$n_i = \frac{n_M - \varepsilon_i}{1 + \varepsilon_i}, \quad (8)$$

где $\pm \varepsilon_i$ - принятая в проекте относительная возможная ошибка подсчета запасов (знак минус - при уменьшении запасов; знак плюс - при увеличении относительно P_M), причем $\varepsilon_i = (1 + \delta_i)(1 - 3\sigma) - 1$.

4. Производительность карьера

Производительность карьера определяется объемом полезного ископаемого, извлеченного из недр земли в процессе развития рабочей зоны карьера в течение года. Если ориентироваться на геологические запасы, то по известной методике [1, 6] можно определить достижимую по горнотехническим факторам производительность карьера по руде A_p и пустым породам A_{Π} . Ориентировочно эта производительность может быть определена по формулам [1]

$$A_p = h_0 S \frac{1 - \eta}{1 - \rho} \quad (9)$$

или

$$A_p = N_3 Q_3, \quad (10)$$

причем

$$A_{\Pi} = n A_p, \quad (11)$$

где h_0 - скорость понижения добычных работ, м/год; S - горизонтальная площадь залежи полезного ископаемого, охватываемая



Михаил Иванович Агошков (рожд. 1905) — академик АН СССР, крупный ученый и педагог. Разработал метод определения производительности рудников. Основной труд: «Определение производительности рудника» (1948)

рабочей зоной карьера, m^2 ; η и ρ — коэффициенты потерь и объемного разубоживания; N_9 — возможное количество добычных экскаваторов в карьере; Q_9 — производительность добычного экскаватора, $m^3/год$; n — эксплуатационный коэффициент вскрыши, m^3/m^3 .

Если запас не подтвердится ($\varepsilon_i \geq 0$), а возможная интенсив-

ность горных работ сохранится, то производительность по руде и вскрыше изменится:

$$A_{pi} = A_p (1 + \varepsilon_i), \quad (12)$$

$$A_{\Pi i} = A_{\Pi} - \varepsilon_i A_p. \quad (13)$$

Наибольшую опасность представляет неподтверждение запасов в сторону их уменьшения ($\varepsilon < 0$). Тогда для поддержания производительности на уровне A_p потребуется увеличить годовой объем вскрышных работ A_{Π} до A'_{Π} :

$$A'_{\Pi} = \frac{A_p (n_M - \varepsilon_i)}{1 + \varepsilon_i}, \quad (14)$$

где ε нужно вводить со знаком минус.

Кроме того, потребуется увеличить скорость углубки карьера:

$$V'_y = \frac{V_y}{1 + \varepsilon_i}, \quad (15)$$

где V_y — расчетная скорость углубки при $\varepsilon_i = 0$.

При этом надо создать резерв вскрышных экскаваторов на производительность

$$\Delta A'_{\Pi} = \frac{-\varepsilon_i A_p (n_M + 1)}{1 + \varepsilon_i}. \quad (16)$$

Чтобы предотвратить указанные неприятные последствия, очевидно, необходимо ориентироваться на несколько меньшую по сравнению с A_p производительность.

Производительность железорудного карьера в зависимости от уровня риска показана в табл. 4. Запасы карьера (164 млн. m^3) подсчитаны по категориям B и C₁ при средневзвешенной относительной ошибке 0,39, запасах горной массы в карьере 400 млн. m^3 и обеспеченности запасами на 20 лет, т.е. $V_y = \text{const}$.

Цифры в табл. 4 получены следующим образом. Если $\varepsilon_i = 0,39$, то среднеквадратичное относительное отклонение $\sigma_i = 0,13$. Возьмем уровень риска 50 %. Запас руды 164 млн. m^3 вырабатываются в 20 лет, значит $A_i = 8,2$ млн. $m^3/год$. При $\varepsilon = -\sigma$ уровень риска $K = 15,9\%$; в соответствии с табл. 3 $P_i = P_M (1 - \sigma) = 164 (1 - 0,13) = 142,6$ млн. m^3 и $A_i = 7,13$ млн. $m^3/год$. Средний коэффициент вскрыши $n_{cp} = \frac{400 - 142,6}{142,6} = 1,8 m^3/m^3$; с учетом коэффициента неравномерности вскрышных работ $\lambda = 1,12$ эксплуатационный коэффициент вскрыши $n = 1,12 \cdot 1,8 = 2 m^3/m^3$; производительность по вскрыше $A_{\Pi} = n A_i = 2 \cdot 7,13 = 14,3$ млн. $m^3/год$. Относительное увеличение производительности δ_i по сравнению с A_0 по формуле (4) $\delta_i = \frac{A_i - A_0}{A_0} = \frac{7,13 - 5}{5} = 0,43$.

Таблица 4

Характеристика работы карьера

Показатель	Значения при различном уровне риска (%)					
	0	2,3	15,9	25	50	75
Запасы руды, млн.м ³	100,0	121,4	142,7	149,8	164,0	178,4
Производительность по руде, млн.м ³ /год	6,0	6,07	7,13	7,48	8,2	8,92
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	3,0	2,31	1,80	1,67	1,44	1,25
Эксплуатационный коэффициент вскрыши при $\lambda = 1,12$, м ³ /м ³	3,36	2,8	2,0	1,84	1,58	1,36
Производительность по вскрыше, млн.м ³ /год	16,8	15,6	14,3	13,8	13,0	12,1
Относительное увеличение производительности δ_i по сравнению с A_0	0	0,21	0,43	0,50	0,64	0,78

Аналогично получены и остальные цифры в табл.4, из которой видно, что уровень риска оказывает ошественное влияние на принимаемую в проекте производительность карьера.

5. Конечные границы карьера

Определение границ открытых работ является сложной и интересной проблемой горной науки. Наибольшее применение получили методы, основанные на сравнении экономического критерия n_3 - граничного коэффициента вскрыши с горнотехническими критериями - коэффициентами вскрыши (средним, контурным и др.).

Как показали исследования [1, 6], для определения границ карьера по указанным выше методам наиболее общим является принцип

$$n_{3i} \geq n_0 + n_i, \quad (I7)$$

где n_{3i} - граничный коэффициент вскрыши для i -го периода

работы карьера; n_0 - первоначальный коэффициент вскрыши, приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши n_i для i -го периода работы.

Условие (I7) можно выразить в более удобном виде [1, 6]:

$$n_{3i} \geq n_{cp} [\lambda_i - \mu (\lambda_i - 1)], \quad (I8)$$

где λ_i - коэффициент неравномерности вскрышных работ; μ -

$= \frac{n_0}{n_{cp}}$ - доля вскрышных пород, вынимаемых в период строительства карьера (с учетом приведения по стоимости).

Значения λ_i и μ можно принимать либо по аналогии, либо, более точно, определять на основе характерных поперечных разрезов по месторождению путем построения и анализа графиков $V = f(P)$ изменения по мере углубки карьера (или, для горизонтальных залежей, продвижения добычного фронта) на-

растающих объемов пустых пород V в зависимости от добываемого объема полезного ископаемого P . Подробно этот метод был изложен ранее [1, 6].



Владимир Васильевич Руховский (рожд. 1919) - академик АН СССР, крупный ученый и педагог. Разработал методы анализа режима горных работ и определения границ карьеров. Основные труды: „Режим горных работ при открытой добыче угля и руды“ (1957), „учебники по открытым горным работам“ (1960, 1978, 1980)

Для определения граничного коэффициента вскрыши предложено много различных методов [1, 6]. Остановимся на наиболее простой формуле:

$$n_g = \frac{C_D - C_P}{C_P}, \quad (19)$$

где C_D - допустимая себестоимость полезного ископаемого, руб/м³; C_P и C_{Π} - себестоимость добычи соответственно только полезного ископаемого и пустых пород.

Предельную абсолютную погрешность определения n_g на основе теории ошибок можно рассчитать по формуле

$$\Delta n_g = \left| \frac{\partial n_g}{\partial C_D} \right| \cdot |\Delta C_D| + \left| \frac{\partial n_g}{\partial C_P} \right| \cdot |\Delta C_P| + \left| \frac{\partial n_g}{\partial C_{\Pi}} \right| \cdot |\Delta C_{\Pi}|, \quad (20)$$

где ΔC_D , ΔC_P , ΔC_{Π} - абсолютные погрешности величин C_D , C_P , C_{Π} , руб/м³.

Относительная погрешность

$$\Delta_0 n_g = \frac{\Delta n_g}{n_g}, \quad (21)$$

Отметим, что

$$\frac{\partial n_g}{\partial C_D} = \frac{1}{C_P}; \quad \frac{\partial n_g}{\partial C_P} = -\frac{1}{C_P}; \quad \frac{\partial n_g}{\partial C_{\Pi}} = \frac{C_P - C_D}{C_P^2}.$$

Рассмотрим пример. Пусть $C_D = 3,7$; $C_P = 1,2$; $C_{\Pi} = 1$ руб/м³. Тогда $n_g = 2,5$ м³/м³. Примем относительные погрешности всех входящих в формулу величин одинаковыми, равными $\pm 0,15$. Тогда $\Delta C_D = 0,555$; $\Delta C_P = 0,18$; $\Delta C_{\Pi} = 0,15$ руб/м³. По формуле (21) находим $\Delta n_g = 1,11$, а $\Delta_0 n_g = \frac{1,11}{2,5} = 0,444$.

Таблица 5

Расчетные коэффициенты вскрыши в зависимости от уровня риска

Показатель	Значения при различном уровне риска (%)					
	0	2,3	15,9	25	50	75
Граничный коэффициент вскрыши n_g , м ³ /м ³	1,39	1,76	2,13	2,25	2,5	2,75
Относительное увеличение граничного коэффициента вскрыши	0	0,27	0,53	0,62	0,80	0,88
Допустимый средний коэффициент вскрыши $n_{ср.д.}$, м ³ /м ³	1,16	1,47	1,78	1,88	2,08	2,29

Если предположить, что полученное значение n_g является математическим ожиданием и n_g имеет нормальный закон распределения ($\sigma = 0,148$; $E = 0,1$), то можно определить значения n_g в зависимости от уровня риска (табл.5). В табл.5 показаны также допустимые значения среднего коэффициента вскрыши $n_{ср.д.}$ определенные по формуле (19) при $\lambda_i = 1,2$; $\mu = 0$:

$$n_{ср.д.} = \frac{n_{gi}}{\lambda_i - \mu(\lambda_i - 1)}. \quad (22)$$

Если принять риск 0 %, то в соответствии с табл.3 $n_{gi} = n_g(1 - 3\sigma) = 2,5(1 - 0,444) = 1,39$. При риске 2,3 % $n_{gi} = 2,5(1 - 2 \cdot 0,148) = 1,76$ м³/м³. По формуле (4) значение коэффициента $\delta_i = \frac{1,76 - 1,39}{1,39} = 0,27$. Допустимый средний коэффициент

вскрыши $n_{ср.д.} = \frac{1,76}{1,2 - 0(1,2 - 1)} = 1,47$. Остальные цифры в табл.5 получены аналогичным образом.

Рассмотрим изменение, по мере увеличения конечной глубины карьера, среднего коэффициента вскрыши при различном уровне риска в оценке запасов руды. Причем изменение принимаем к



Таблица 6

Характер изменения среднего коэффициента вскрыши

Показатель	Значение при различном уровне риска (%)					
	0	2,3	15,9	25	50	75
Мощность рудного тела, м	152	185	218	228	250	278
Средний коэффициент вскрыши $n_{ср}$ при различной глубине карьера:						
100 м	0,79	0,65	0,55	0,53	0,48	0,44
200 м	1,58	1,30	1,10	1,06	0,96	0,88
300 м	2,37	1,95	1,65	1,59	1,44	1,32
400 м	3,16	2,60	2,20	2,12	1,92	1,76
500 м	3,95	3,24	2,75	2,65	2,40	2,20

расчету запасов руды выразим через изменение расчетной мощности рудного тела (табл.6).

Если принять возможную ошибку подсчета запасов $\varepsilon = 0,39$, т.е. $\sigma = 0,13$, то расчет мощности рудного тела в зависимости от уровня риска можно вести в соответствии с табл.3.

Если рудное тело имеет сложную форму, то для каждого варианта глубины при $R = 50\%$ определяются запасы руды и горной массы в карьере. Затем в соответствии с табл.3 и формулой (7) находятся цифры для других уровней риска.

На основе значений $n_{ср.д}$ из табл.5 и $n_{ср}$ из табл.6 построим график (рис.2). Из графика можно установить, что при расчете по математическим ожиданиям (точка C на пересечении линий 5 и 5') общий риск по формуле (2) составит $0,50 + 0,50 - 0,50 \cdot 0,50 = 0,75$ и конечную глубину карьера можно принять равной $H_M = 432$ м. Если совсем не рисковать (точка A), то $H_0 = 145$ м. Если брать $n_{ср}$ и $n_{ср.д}$ с риском по 25% (точка B), то общий риск составит $0,25 + 0,25 - 0,25 \cdot 0,25 =$

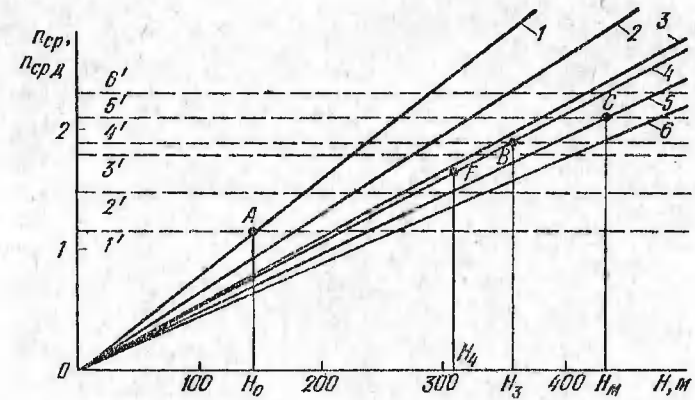


Рис.2. Изменение среднего коэффициента вскрыши (1-6) по мере увеличения конечной глубины карьера и значения среднедопустимого коэффициента вскрыши (1'-6') при разных уровнях риска
1 и 1' - 0; 2 и 2' - 2,3%; 3 и 3' - 15,9%; 4 и 4' - 25%; 5 и 5' - 50%; 6 и 6' - 75%

$= 0,44$, а конечную глубину карьера можно принять равной $H_3 = 358$ м.

6. Угол погашения нерабочих бортов карьера

Учеными разработаны довольно надежные методы расчета устойчивых бортов карьера. Особенно большие успехи связаны с работами школы Г.Л.Фисенко [10]. Но пока во всех расчетах плохо учитывается вероятностный характер знаний о свойствах горного массива, составляющего борт, и тот факт, что борт карьера формируется в течение довольно длительного времени. Эти факторы стараются учесть введением в расчеты коэффициента запаса устойчивости. Но значение этого коэффициента устанавливается ориентировочно на основе умозрительных заключений и обработки практических данных [5, 10]. В процессе многократного опреде-



Георгий Лаврентьевич Фисенко (рожд. 1922) - крупный ученый. Разработал инженерные методы расчета устойчивости бортов карьеров и отвалов. Основные труды: „Устойчивость бортов угольных карьеров“ (1956), „Устойчивость бортов карьеров и отвалов“ (1965)

карьера должны представлять также массив цифр с определенным законом распределения. Нужно помнить, что показатели прочности массива горных пород резко отличаются от показателей образцов горных пород. В частности, сцепление в массиве K можно ориентировочно определять по формуле Г.Л.Фисенко [10]:

$$K = \frac{K'}{1 - a \ln \frac{H}{l_{cp}}}, \quad (23)$$

где K' - сцепление в образце породы, Па; $a = 0,5 \div 10$ - коэффициент [10, с.124]; H - высота борта, м; l_{cp} - средний размер элементарных блоков массива пород.

Рассмотрим пример. Пусть при определении сцепления массива известняков получены значения от 196 до 392 кПа (от 20

ления основных исходных характеристик горного массива, слагающего борт карьера, получается набор показателей, характеризующихся определенным законом распределения. В качестве рекомендуемого значения предлагается либо математическое ожидание, либо меньшая величина [5]. Естественно, что в строгом смысле результаты расчета устойчивости борта

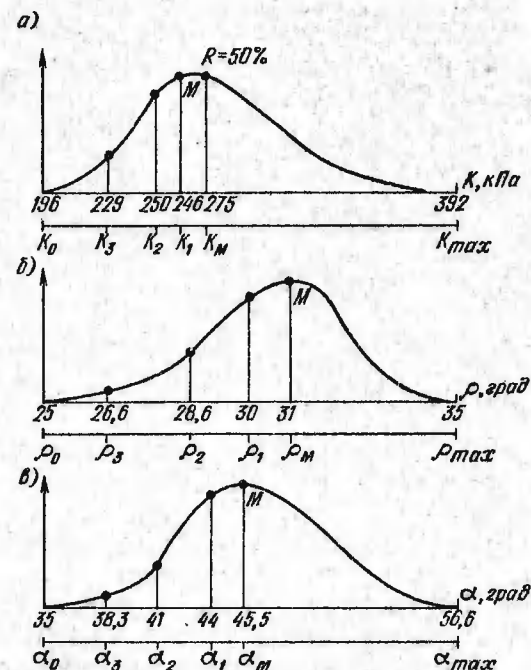


Рис.3. Кривые распределения исходных величин сцепления K , угла внутреннего трения ρ и расчетного угла откоса плоского борта α

чим по данным рис.3, а, б набор значений угла откоса от 35 до 56,6° при математическом ожидании $\alpha_M = 45,5^\circ$ (рис.3, в). Очевидно, что если принять к исполнению угол 45,5°, то риск необеспечения устойчивости борта составит 50%. Чтобы снизить риск, введем коэффициенты запаса устойчивости борта, т.е. примем в расчет

$$K_{расч} = \frac{K}{\eta}; \quad (24)$$

до 40 т/м²); математическое ожидание составило 275 кПа, или $K_M = 28$ т/м² (рис.3, а). Величина угла внутреннего трения изменялась в пределах 25-35°, составляя в среднем $\rho_M = 31^\circ$ (рис.3, б). Плотность пород принята 2,8 т/м³. Если воспользоваться методом расчета плоского откоса, изложенным Г.Л.Фисенко [9, табл.28], то для борта высотой 300 м полу-

Таблица 7

Зависимость коэффициента запаса от уровня риска

Коэффициент запаса устойчивости η	K , кПа	ρ , град	H_{90} , м	H'	Угол откоса борта α , град	Уровень риска R , %
1,00	275	31	35,3	8,5	45,5	50
1,05	246	29,8	32,8	9,0	44,0	35
1,10	250	28,6	30,7	10	41,0	10
1,20	229	26,6	27,0	11	38,3	2

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \rho_{\text{расч}} &= \frac{\operatorname{tg} \rho}{\eta}; \\ \rho_{\text{расч}} &= \arctg \frac{\operatorname{tg} \rho}{\eta}. \end{aligned} \quad (25)$$

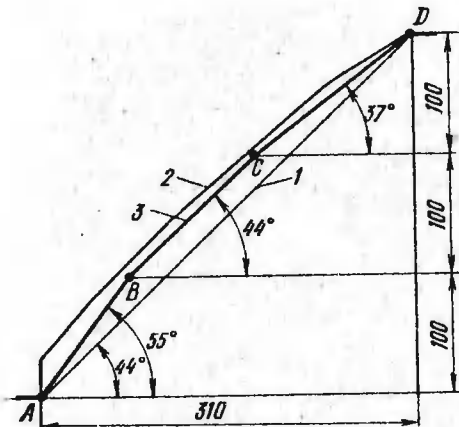


Рис. 4. Профиль борта карьера - плоский; 2 - расчетный выпуклый; 3 - скорректированный выпуклый

Результаты расчета приведены в табл. 7, причем уровень риска определялся замером площадей под кривой распределения угла откоса борта (см. рис. 3, в) и расчетом по формуле (3). Получилось, что при увеличении уровня риска с 2 до 50 % расчетный угол погашения борта изменяется от 38,3

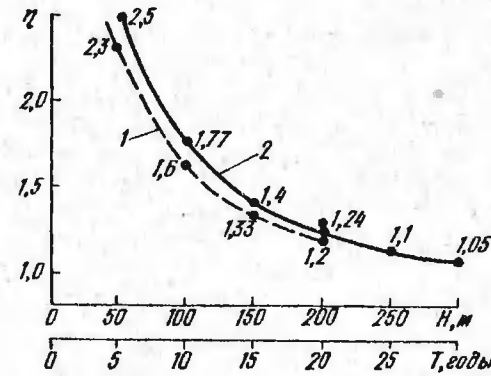


Рис. 5. Изменение коэффициента запаса устойчивости плоского (1) и выпуклого (2) борта по мере углубки карьера

до $45,5^\circ$, т.е. на $7,2^\circ$, а коэффициент запаса - от 1,2 до 1,0.

Отстроим профиль выпуклого борта карьера ABCD с результирующим углом откоса $\alpha = 44^\circ$ (рис. 4). Для этого воспользуемся методикой Г.Л.Фисенко [10, табл. 29]. Произведем расчеты устойчивости борта по

мере его формирования во времени. Полученные результаты показаны на рис. 5. Получилось, что коэффициент запаса устойчивости борта сначала составляет 2,5, а затем, по мере углубки карьера и повышения высоты борта, снижается и в момент достижения конечной глубины составляет 1,05. Данные для плоского откоса (кривая 1 на рис. 5) получаются аналогичными, но несколько меньшими.

Таким образом, в силу закономерностей развития карьера, нерабочий борт, рассчитанный с результирующим коэффициентом запаса устойчивости $\eta = 1,05$, имеет в период эксплуатации карьера значительно больший запас устойчивости.

Как только сформирован нерабочий борт, на него начинают влиять многочисленные ослабляющие факторы. Это главным образом постепенное увеличение трещиноватости, ослабление контактов слоев под влиянием колебаний температуры воздуха и пород, замерзания воды в трещинах, развитие деформации борта, систематические взрывы, движение горнотранспортных машин и т.д. Этот процесс развивается во времени и ведет к снижению запаса устойчивости борта.

Если предположить, что уменьшение коэффициента устойчивости идет во времени по экспоненциальному закону, то можно написать:

$$\eta_T = \eta_0 - c(1 - e^{-bt}), \quad (26)$$

где η_0 и η_T — коэффициенты запаса, соответственно в момент формирования борта и через T лет; c и b — коэффициенты.

Условно примем, что второй член формулы (26) имеет вид

$$\Delta\eta = 0,17(1 - e^{-0,1T}). \quad (27)$$

Следовательно, неблагоприятные факторы снизят значение коэффициента запаса на величину $\Delta\eta$. Это снижение в рассмотренном примере не окажет серьезного влияния в течение 20–25 лет работы, но все-таки к концу отработки карьера коэффициент запаса снизится примерно с 1,05 до 1,03.

Конечно, зависимость (27) весьма ориентировочна и для конкретных условий ее необходимо уточнять на основе наблюдения за устойчивостью бортов работающих карьеров.

Нерабочие борты карьера формируются постепенно и продолжительность их стояния на разных участках по высоте различна (рис. 6, а, б). Если углубка идет по борту AEB со скоростью около 10 м/год, то верхние части борта AB будут действовать в течение 30 лет; нижние — в течение 1–2 лет. А борт CD начнет формироваться только через 14 лет, и верхние его участки будут стоять в течение 15–16 лет, а нижние — всего 5–6 месяцев. Значит, устойчивость бортов будет также изменяться во времени, и борты AB и CD будут находиться в разных условиях работы, даже если они сложены одинаковыми породами.

Если принять угол погашения борта $\beta = 44^\circ$ с уровнем риска 35 %, то изменение коэффициента запаса устойчивости бортов по мере углубления работ пойдет по линиям 1 и 2, показанным рис. 6, в. Отметим, что линия изменения η , строго говоря, должна иметь ступенчатый характер в соответствии с моментами подхода к нерабочему борту рабочих уступов. Получилось (кри-

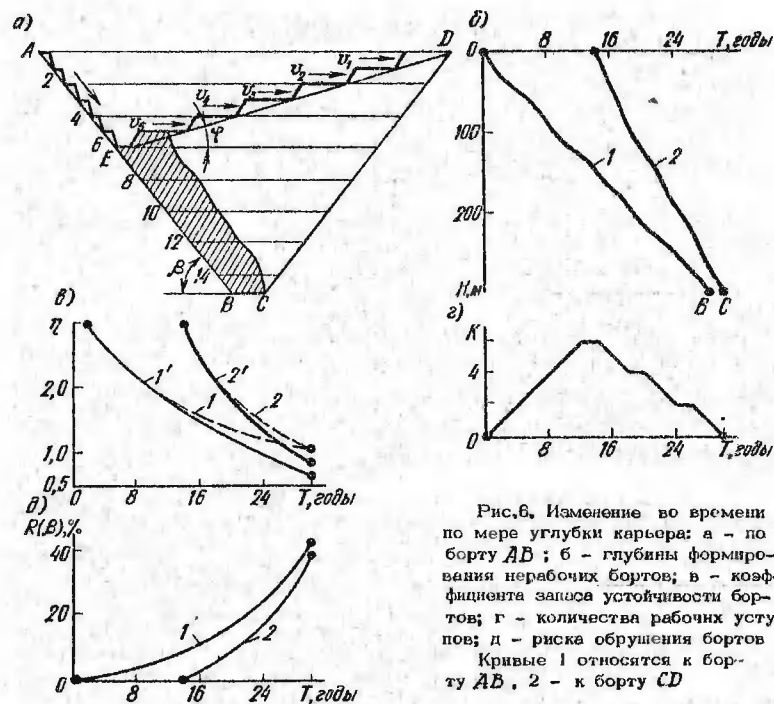


Рис. 6. Изменение во времени по мере углубки карьера: а — по борту AB ; б — глубины формирования нерабочих бортов; в — коэффициент запаса устойчивости бортов; г — количества рабочих уступов; д — риска обрушения бортов. Кривые 1 относятся к борту AB , 2 — к борту CD .

вые 1 и 2), что коэффициент запаса устойчивости борта одинаково изменяется для бортов AB и CD от 2,5 до 1,05. Но здесь не учтен фактор времени.

Если учесть фактор времени, то кривая $\eta = f(T)$, очевидно, пойдет ниже и к концу отработки коэффициенты η будут различными для разных бортов (рис. 6, в, кривые 1' и 2'). Соответственно и уровень риска будет изменяться во времени по-разному для бортов AB и CD (рис. 6, д).

7. Задания по учебно-исследовательской работе студентов (УИРС)

Применительно к конкретному месторождению, по которому составляется курсовой или дипломный проект, могут углубленно прорабатываться отдельные вопросы. Эти же вопросы могут служить материалом для УИРС на специальных практических занятиях студентов.

1. Установить возможную общую средневзвешенную ошибку подсчета запасов по проектируемому карьере в зависимости от категории подсчета запасов отдельных частей карьерного поля.

2. Выбрав направление развития горных работ, определить изменение, по мере углубки карьера, возможной средневзвешенной ошибки подсчета запасов. Составить график функции $\varepsilon = f(H)$. Для горизонтальных и слабонаклонных месторождений вместо глубины карьера брать продвижение фронта работ L и строить график $\varepsilon = f(L)$.

3. Установить зависимость среднего коэффициента вскрыши от уровня риска $n_{ср} = f(R)$ при оценке запасов полезного ископаемого. Принять значение объема горной массы $V_r = \text{const}$ в контурах карьера.

4. Установить влияние категории запасов на средний коэффициент вскрыши при различных уровнях риска (25; 15,9; 2,3; 0 %).

5. Определить возможную производительность карьера и на основе рассчитанной возможной ошибки подсчета запасов построить таблицу и графики $A_p = f(R)$ и $A_{п} = f(R)$ - зависимости принимаемой производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше от уровня риска.

6. Определить необходимый резерв экскаваторов на случай неподтверждения запасов в зависимости от принятого при определении производительности уровня риска.

7. Определить необходимую скорость углубки карьера в случае неподтверждения запасов при условии сохранения принятой производительности карьера по полезному ископаемому.

8. Проанализировать формулы для определения граничного коэффициента вскрыши [1, 6] и определить возможную ошибку его расчета.

9. Установить зависимости $n_g = f(R)$ и $n_{ср.д} = f(R)$ - граничного и допустимого среднего коэффициента вскрыши от уровня риска.

10. На основе характерного поперечного разреза по месторождению установить зависимость конечной глубины карьера от уровня риска $H_k = f(R)$ при определении n_g , $n_{ср.д}$, $n_{ср}$.

11. Аналогичную пункту 10 задачу решить по всему карьере.

12. Установить зависимость угла погашения нерабочего борта от уровня риска принятых величин сцепления и угла внутреннего трения. Для этого взять таблицы определений величин K и ρ и построить кривые распределения этих величин.

13. Установить зависимость $R = f(\eta)$ - уровня риска от коэффициента запаса устойчивости борта.

14. Определить время формирования и высоту нерабочих бортов, а также количество рабочих уступов по мере углубки карьера.

Примечание. Для упрощения решений на практических занятиях следует целый ряд исходных величин задавать в условиях задачи.

Глава 2. ЗАВИСИМОСТЬ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ОТ ДОСТОВЕРНОСТИ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ДАННЫХ

... приступая к проектированию рудника, горный инженер ... должен прежде всего грубыми штрихами наметить общие положения проекта, затем в пределах этих общих положений выделить некоторые основные начала; после этого он сможет заняться разработкой деталей, но более общего характера; и, наконец, будет в состоянии приступить к разработке более мелких деталей.

Б.И.Бокис (1873-1927)

8. Общие сведения

Все проектные решения относятся к будущему времени, и поэтому принятые в проекте технико-экономические данные несут в себе большую долю неопределенности. Кроме того, даже в процессе работы действующего и проектируемого карьеров показатели работы могут колебаться во времени о тем или иным размахом. На показатели накладываются также особенности технического прогресса.

Ориентировочно предельные относительные погрешности решения основных задач открытых разработок составляют [9] $\pm 20\%$ для расчетного периода 10-12 лет, $\pm 30\%$ — до 20 лет, $\pm 50\%$ — более 20 лет.

9. Производительность экскаваторов

При проектировании карьера очень важно правильно установить производительность основного взрывчатого оборудования — экскаваторов. От этого зависит правильность оценки производительности карьера и потребного количества оборудования, а следовательно, все основные технико-экономические показатели будущего карьера.

Эксплуатационная производительность экскаватора в расчетах обычно определяется по формуле

$$Q_{см} = k_{и} \frac{3600 T E k_{н}}{t_{ц} k_{р}}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (28)$$

где $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла экскаватора, с; $k_{н}, k_{р}$ — коэффициенты соответственно наполнения ковша и разрыхления породы в ковше; $k_{и}$ — коэффициент использования экскаватора во времени в течение смены; T — продолжительность смены, ч; E — емкость ковша экскаватора, м^3 .

Величины $t_{ц}, k_{н}, k_{р}, k_{и}$ в формуле (28) являются изменчивыми и имеют вероятностный характер. Много факторов влияет на эти величины. Это свойства горных пород, качество разрыхления, параметры забоя, умение машиниста экскаватора, обеспеченность транспортными средствами, схема дорог в карьере и т.д. Следовательно, производительность экскаватора является величиной случайной и имеет определенный закон распределения.

Наиболее подходящим для оценки параметров распределения производительности экскаваторов является закон бета-распределения. Он описывает явления, показатели которых заключены между наименьшим и наибольшим значениями. Эти показатели имеют как правостороннюю, так и левостороннюю асимметрию.

Кривая плотности бета-распределения описывается уравнением [11]

$$f(Q) = \frac{\Gamma(r+\eta)}{b\Gamma(r)\Gamma(\eta)} \left(\frac{Q-Q_{\min}}{b} \right)^{r-1} \left(1 - \frac{Q-Q_{\min}}{b} \right)^{\eta-1}, \quad (29)$$

$$b = Q_{\max} - Q_{\min}, \quad (30)$$

где $\Gamma(r+\eta), \Gamma(r), \Gamma(\eta)$ — гамма-функции; $r > 1; \eta > 1$.

Но значительно удобнее пользоваться функцией распределения случайной величины, изменяющейся в интервале от нуля до единицы, полагая

$$Q' = \frac{Q - Q_{\min}}{b}, \quad (31)$$

тогда

$$f(Q') = \frac{\Gamma(\gamma + \eta)}{\Gamma(\gamma)\Gamma(\eta)} Q'^{\gamma-1} (1-Q')^{\eta-1} \text{ при } 0 \leq Q' \leq 1. \quad (32)$$

Рассмотрим пример. По результатам 85 наблюдений за экскаваторами ЭКГ-4,6, работавшими в 1975 г. с железнодорожным транспортом на Оленегорском карьере, построена гистограмма распределения производительности. Получены эмпирические данные: $Q_{\min} = 5,7$ тыс.м³/мес, $Q_{\max} = 111$ тыс.м³/мес; математическое ожидание $\bar{Q} = 44,8$ тыс.м³/мес; дисперсия $\sigma^2 = 316,3$; среднеквадратичное отклонение $\sigma = 17,8$ тыс.м³/мес. В относительных значениях $\bar{Q}' = 0,37$; $\sigma = 0,029$. На основе закономерностей бета-распределения найдены $\eta = 4,5$ и $\gamma = 2,7$.

Таким образом, получено эмпирическое распределение месячной производительности экскаваторов

$$f(Q') = \frac{\Gamma(7,2)}{\Gamma(2,7)\Gamma(4,5)} Q'^{1,7} (1-Q')^{3,5}. \quad (33)$$

Проект составляется для карьера, который должен достичь проектных показателей через 5-10 лет. За это время на все показатели окажет влияние технический прогресс, и в проекте данное обстоятельство следует учитывать.

Если нет коренных изменений в конструкции экскаваторов, то наиболее вероятный закон изменения их производительности во времени - экспоненциальный:

$$Q_t = Q_0 [1 + c(1 - e^{-at})], \quad (34)$$

где Q_t и Q_0 - производительность экскаваторов соответственно через t лет и в исходном году; c , a - коэффициенты

На карьере "Центральный" комбината "Апатит" была проанализирована производительность экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-8; ЭКГ-8И за 9 лет (1966-1974 гг.). За исходный год был принят год серийного выпуска экскаваторов. В результате статистиче-

ского анализа, например для экскаваторов ЭКГ-8, получено уравнение среднемесячной производительности:

$$Q_t = 14 \left[1 + 21,1(1 - e^{-0,0144t}) \right], \text{ тыс.м}^3/\text{мес}, \quad (35)$$

причем за t_0 принят 1960 г.

Чтобы проверить полученную закономерность на более массовом материале, были изучены данные об удельной производительности экскаваторов на карьерах одного из министерств СССР за 15 лет (1960-1974 гг.). Для работающих экскаваторов была получена зависимость (для $t_0 = 1960$ г.)

$$Q_t = 12,5 \left[1 + 2,8(1 - e^{-0,0089t}) \right], \text{ тыс.м}^3/(\text{год} \cdot \text{м}^3). \quad (36)$$

Ю. Взаимосвязь производительности экскаваторов и карьера

Количество выдаваемой из карьера горной массы является результатом суммирования объемов, вынутых каждым из работающих экскаваторов.

Из теории вероятностей известно, что в случае суммирования случайных независимых событий с увеличением количества событий дисперсия уменьшается. В карьере работу каждого экскаватора, строго говоря, нельзя считать независимым событием, но представляет большой интерес выявить фактическую взаимосвязь между параметрами распределения производительности карьера и отдельного экскаватора.

Такой анализ проводился для нескольких карьеров. Было установлено, что распределение производительности карьеров хорошо описывается законом бета-распределения, но может быть также близко к нормальному закону распределения.

Посмотрим данные Ковдорского железорудного карьера за 1975 г. В карьере работают экскаваторы ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И. Удельная суточная производительность экскаваторов по горной массе описывается уравнением

II. Задания по УИРС

$$f(Q_0) = \frac{\Gamma(10,27)}{\Gamma(2,63) \Gamma(7,64)} Q_0^{1,63} (1-Q_0)^{6,64}. \quad (37)$$

Математическое ожидание $\bar{M} = 503 \text{ м}^3/(\text{сутки} \cdot \text{м}^3)$ или относительное $\bar{M}_0 = 0,256$; $\sigma_0 = 0,13$.

Суточная производительность (относительная) по горной массе Ковдорокого карьера описывается уравнением

$$f(A_0) = \frac{\Gamma(15)}{\Gamma(7) \Gamma(8)} A_0^7 (1-A_0)^6. \quad (38)$$

Математическое ожидание $\bar{M} = 22 \text{ тыс. м}^3/\text{сутки}$; $\bar{M}_0 = 0,53$; $\sigma_0 = 0,125$.

Предположим, что среднеквадратичное отклонение производительности карьера σ_N при N работающих экскаваторах с σ_0 подчиняется закономерности

$$\sigma_N = a \frac{\sigma_0}{\sqrt{N-1}}, \quad (39)$$

где a - коэффициент.

Тогда при $N = 10$; $\sigma_0 = 0,13$; $\sigma_N = 0,125$

$$a = \frac{0,125 \sqrt{9}}{0,13} = 2,9.$$

В карьере установлена в 1975 г. тенденция уменьшения среднеквадратичного отклонения с увеличением количества работающих экскаваторов, но полученные данные указывают на зависимость работы каждого из экскаваторов от других экскаваторов. При полной независимости величина σ_N была бы равна

$$\sigma'_N = \frac{0,13}{\sqrt{9}} = 0,043,$$

а не 0,125.

1. На основе данных по работе экскаваторов построить гистограмму и обобщающую кривую распределения месячной производительности добычных и вскрышных экскаваторов и определить параметры распределения.

2. На основе многолетних данных по работе экскаваторов в карьере установить зависимость месячной и годовой производительности от времени.

3. Установить законы распределения месячной производительности буровых станков, экскаваторов, автосамосвалов и определить параметры распределения.

4. Установить законы распределения месячной производительности экскаваторов и карьера. Сравнить их параметры распределения и установить связь между ними.

Глава 3. ПРИНЯТИЕ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

Ну, а ты
 решишь!
Ну, а ты
 рискни!
В непростую жизнь
широко шагни!..
Если ты
 ни разу не рисковал,
значит, ты не жил,
а существовал.

Роберт Рождественский (рожд. 1932)

12. Психологические аспекты принятия решений

Выше было показано, как уровень риска влияет на принимаемое решение. Но каков должен быть этот уровень риска? Как его определить?

Эта проблема еще слабо разработана в горной науке, и сейчас можно оделать только некоторые первоначальные шаги.

Из иностранных источников известно [12], что при создании межпланетной ракеты «Юпитер» уровень риска оценивался в 5 %. Крупные строительные фирмы при условии сетевого планирования сложных предприятий идут на риск 50 %. При разработке нового изделия и новой технологии риск достигает 80 %.

Существует две разновидности риска. Есть риск, связанный с граничным ущербом. Например, ракета может попасть или не попасть в цель, корабль может быть потоплен или не потоплен, экскаватор может работать или не работать, борт карьера может стоять или обрушиться и т.д. Вторая разновидность риска связана с монотонным изменением результата. Производительность карьера относится именно к этой разновидности. Если, например, уровень риска завышен, то карьер не прекратит работу, а снизит показатели работы или достигнет проектных показателей позже, чем это предусмотрено в проекте, и т.д.

Рациональный уровень риска должен устанавливаться исходя из взаимодействия оценки экономических и психологических (конъюнктурных) последствий риска.

Интересный подход к решению предложили американские ученые Дж.Дж.Кемень и Дж.Л.Томпсон [4]. Основываясь на исследованиях биологов и психологов, они вводят понятие функции полезности выигрыша – проигрыша и насчитывают 8 вариантов решений.

Применительно к проблеме проектирования карьеров целесообразнее рассматривать обратную функцию – функцию опасности последствий увеличения риска [2, 6]. Тогда можно анализировать четыре отношения к риску:

1) смелое; функция опасения

$$P_c(\delta) = a(1 - e^{-\delta}); \quad (40)$$

2) ровное

$$P_p(\delta) = a\delta; \quad (41)$$

3) осторожное

$$P_o(\delta) = a(e^{\delta} - 1); \quad (42)$$

4) никакого риска

$$\delta = 0; \quad P_{н.р}(\delta) = 0. \quad (43)$$

В формулах (40)–(43) a – коэффициент; δ – относительное увеличение показателя по сравнению с его минимальным значением – см. формулу (4).

Если известно нормативное значение функции опасения $P_n(\delta)$, то легко находятся значения δ при разном отношении к риску (рис.7). Или, если известно значение δ_c при смелом отношении к риску, то на графике находится точка C и проводится горизонтальная линия, соответствующая нормативному значению функции опасения (на рис.7 значение a принято равным 20).

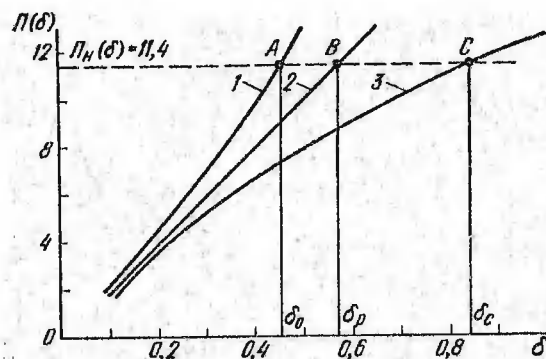


Рис.7. Функция спасения последствий риска при различном отношении
1 - осторожном; 2 - ровном; 3 - смелом

В первом приближении можно считать, что смелое отношение соответствует уровню риска 50 %. Тогда, на основе графика, представленного на рис.7, можно определять показатели для любого отношения к риску.

Рассмотрим ранее проанализированные параметры и показатели.

13. Производительность карьера по полезному ископаемому

На основе табл.4 находим, что при уровне риска 50 % величина $\delta_c = 0,64$. По графику на рис.7 определим, что для $\delta_c = 0,64$ величина $\Pi_H(\delta) = 9,4$, тогда при ровном отношении $\delta_r = 0,475$, а при осторожном $\delta_o = 0,385$. Результаты расчета приведены в табл.8.

Для определения уровня риска можно воспользоваться данными табл.4 или же подсчитать величину

$$\Delta = 3 \left(1 - \frac{\delta_i}{\delta_c} \right) \quad (44)$$

Таблица 8

Производительность карьера при разном отношении к риску

Отношение к риску	A_0 , млн.м ³ /год	δ_i	Уровень риска $R(A_p)$, %
Смелое	8,2	0,640	50
Ровное	7,4	0,475	21,8
Осторожное	6,9	0,385	11,5
Никакого риска	5,0	0	0

и по таблицам для нормального закона распределения определить уровень риска, в табл.9 приведены необходимые цифры.

При ровном отношении к риску $\Delta = 3 \left(1 - \frac{0,475}{0,64} \right) = 0,78$. По табл.9 находим $R = 21,8$ %. При осторожном отношении $\Delta = 1,2$ и $R = 11,5$ %.

Таблица 9

Зависимость уровня риска от коэффициента Δ при нормальном законе распределения

Δ	R , %	Δ	R , %	Δ	R , %
0,1	46,02	1,1	13,57	2,1	1,786
0,2	42,07	1,2	11,51	2,2	1,391
0,3	38,21	1,3	9,68	2,3	1,072
0,4	34,46	1,4	8,08	2,4	0,82
0,5	30,85	1,5	6,68	2,5	0,621
0,6	27,43	1,6	5,48	2,6	0,466
0,7	24,2	1,7	4,46	2,7	0,347
0,8	21,19	1,8	3,59	2,8	0,255
0,9	18,41	1,9	2,87	2,9	0,187
1	15,87	2	2,28	3	0,135

Как указывалось в главе I, запасы разведаны только по категориям B и C₁ с возможной ошибкой ±39 % и месторождение железорудное, несложное по условиям залегания. В этих условиях можно ориентироваться на равное отношение к риску и принять $A_p = 7,4 \cdot 3,4 = 25$ млн.т/год (здесь 3,4 т/м³ – плотность руды) с риском 22 %.

Если учесть риск, зависящий от принятых показателей работы и качества горнотранспортного оборудования, равный примерно 15 %, то общий риск решения

$$R(A, Q) = 0,22 + 0,15 - 0,22 \cdot 0,15 = 0,337 = 33,7 \%$$

14. Конечная глубина карьера

Рассмотрим граничный коэффициент вскрыши (см. табл.5). При смелом отношении к риску $\delta_c = 0,8$. По графику, представленному на рис.7, находим значения δ и результаты сводим в табл.10.

Таблица 10

Граничный коэффициент вскрыши при разном отношении к риску

Отношение к риску	$n_g, \text{м}^3/\text{м}^3$	δ_i	Уровень риска $R, \%$
Смелое	2,5	0,8	50
Ровное	2,15	0,55	17,7
Осторожное	2,00	0,44	8,8
Никакого риска	1,80	0	0

Учитывая большой разброс данных и значительную возможную относительную ошибку 44,4 %, разумнее ориентироваться на осторожное отношение к риску и принять к расчету $n_g = 2 \text{ м}^3/\text{м}^3$

о уровне риска 8,9 %. Тогда среднедопустимый коэффициент вскрыши по формуле (22) ($\lambda = 1,2$; $\mu = 0$) $n_{\text{ср.д}} = 1,67$.

Ранее, при определении производительности карьера, мы ориентировались на риск 22 % при равном отношении к риску подсчета запасов. На основе данных табл.6 методом интерполяции находим для $R = 22 \%$ мощность рудного тела 223 м. На основе графика на рис.2 находим для $n_{\text{ср}} = 1,67$ и $M = 223$ м конечную глубину карьера $H_4 = 310$ м (точка F на рис.2).

Общий уровень риска при значении $H_4 = 310$ м:

$$R(310) = 0,089 + 0,22 - 0,089 \cdot 0,22 = 0,29 = 29 \%$$

15. Угол погашения борта карьера

На основе данных табл.7 и рис.3 находим, что $\alpha_0 = 35^\circ$, а при смелом отношении к риску $\alpha_c = 45,5^\circ$ и $\delta_c = 0,3$. По графику на рис.7 находим $\delta_p = 0,26$; $\delta_0 = 0,23$. Данные расчета приводим в табл.11.

Таблица 11

Угол погашения борта при разном отношении к риску

Отношение к риску	α_i	δ_i	$R, \%$	Коэффициент запаса устойчивости η
Смелое	45,5	0,3	50	1,0
Ровное	44,1	0,26	35	1,05
Осторожное	43,1	0,23	25	1,07
Никакого риска	35	0	0	1,3

Конечно, в данном случае разумно ориентироваться максимум на осторожное отношение к риску. Если же учесть влияние атмосферных факторов, то можно принять коэффициент запаса

устойчивости $\eta = 1,1$; $\alpha = 41^\circ$ с уровнем риска 10 % (см. рис.4).

Есть возможность и другого подхода к учету фактора времени. Для оценки влияния времени на устойчивость борта проф.В.А.Падуков предложил использовать законы термодинамики [7, 8] и рассматривать борт как термодинамически изолированную систему, в которой по мере стояния идет приращение удельной энтропии борта. Если удельная энтропия достигнет критического уровня, то происходит оползень борта.

16. Количество экскаваторов в карьере

Ранее было показано, что развитие производительности экскаваторов во времени носит экспоненциальный характер. Примем для скальных пород удельную производительность экскаваторов на уровне 1979 г. 200 тыс.м³/год.м³ и рост ее в первые годы на 5-6 %. Тогда через t лет производительность экскаваторов

$$Q_t = 200 \left[1 + 1,18(1 - e^{-0,05t}) \right] \quad (45)$$

Интенсивность отработки месторождений прямо пропорциональна производительности экскаваторов. Если не изменять количество экскаваторов в карьере, то производительность карьера также прямо пропорциональна производительности экскаваторов.

В действительности с повышением производительности экскаваторов необходимо увеличить ширину рабочих площадок или же длину экскаваторных блоков. Это приведет к некоторому сокращению возможного количества экскаваторных забоев, а увеличению ширины рабочих площадок повлияет на возможную скорость углубки карьера [1, 2].

Обычно работа карьера разбивается на отдельные периоды с постоянным коэффициентом вскрыши. Для каждого периода необходимо также учитывать влияние технического прогресса.

Таблица 12

Основные параметры и показатели карьера

Показатель	1-й период		2-й период		3-й период	
	ровное решение	с учетом прогресса	ровное решение	с учетом прогресса	ровное решение	с учетом прогресса
Производительность карьера по руде, млн.м ³ /год	7,1	7,1	8,16	10,6	2,9	4,5
Уровень риска $R(V)$, %	26	26	16	16	5,5	5,5
Объем добываемой руды, млн.м ³	40	40	72	72	48	48
Удельная производительность экскаваторов, млн.м ³ /год.м ³	0,2	0,2	0,2	0,26	0,2	0,31
Продолжительность периода, годы	5,6	5,6	6,8	6,8	16,6	10,7
Рекомендуемая производительность по руде, млн.т/год	-	22	-	32	-	14
Уровень риска при рекомендуемой производительности по руде $R(V)$, %	-	37	-	18	-	7
Коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	-	4	-	2	-	0,5
Производительность по горной массе, млн.м ³ /год	-	36,85	-	32,00	-	6,75
Число экскаваторов ЭКГ-8	-	24	-	16	-	3
Риск, связанный с работой экскаваторов $R(Q)$, %	-	5,4	-	16	-	12,5
Общий уровень риска $R(V,Q)$, %	-	40,4	-	31	-	18,6

Рассмотрим пример рудного карьера. В процессе определения возможной производительности карьера по руде (при $Q_y = 0,2 \text{ млн. м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^3$) получены данные, приведенные в табл. 12. Рекомендован вариант равного отношения к риску.

В первом периоде продолжительностью 5,6 года оставляем первоначальные данные. Для второго периода через 6 лет в соответствии с формулой (45) принимаем производительность экскаваторов $0,26 \text{ млн. м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^3$ (увеличение в 1,3 раза). Производительность карьера станет равной $8,16 \cdot 1,3 = 10,6 \text{ млн. м}^3/\text{год}$. Для третьего периода через $5,6 + 6,8 = 12,4$ года принимаем удельную производительность $0,31$ (увеличение в 1,55 раза). Производительность карьера $4,5 \text{ млн. м}^3/\text{год}$.

Общий суточный поток продукции — горной массы из карьера зависит от количества работающих экскаваторов N_9 :

$$A = N_9 Q_9. \quad (46)$$

Из теории вероятностей известно, что с увеличением количества событий дисперсия уменьшается. Это показывает, что с увеличением количества экскаваторов в карьере равномерность суточного потока горной массы улучшается и снижается величина общего среднеквадратичного отклонения.

Примем для упрощения, что производительность экскаваторов подчиняется нормальному закону распределения. Тогда в общем случае можно считать, что

$$Q_M (1 + 3\sigma) \geq Q_9 \geq Q_M (1 - 3\sigma) \quad (47)$$

и

$$Q_9 = Q_M (1 - \Delta \sigma_N), \quad (48)$$

где Q_M — математическое ожидание производительности экскаваторов; Δ — коэффициент, зависящий от уровня риска при принятии проектных решений (при риске 50 % $\Delta = 0$; при 25 % $\Delta = 0,68$; при 10 % $\Delta = 1,3$; при 0 % $\Delta = 3$).

Такой подход позволяет определять производительность карьера в зависимости от количества предусмотренных экскаваторов с учетом уровня риска:

$$A_{R(Q)} = N_9 E Q_{\text{ум}} \left(1 - \Delta \frac{a \sigma_0}{\sqrt{N_9}} \right), \quad (49)$$

где $Q_{\text{ум}}$ — математическое ожидание удельной производительности экскаваторов; E — емкость ковша.

Решим уравнение относительно Δ . Это позволит найти уровень риска при принятом количестве экскаваторов:

$$\Delta = \frac{\sqrt{N_9}}{a \sigma_0} \left(1 - \frac{A}{N_9 E Q_{\text{ум}}} \right). \quad (50)$$

Рассмотрим пример. Примем $A = 31 \text{ млн. м}^3/\text{год}$; $Q_{\text{ум}} = 0,2 \text{ млн. м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^3$; $E = 8 \text{ м}^3$; $\sigma_0 = 0,32$; $a = 1$. Минимально возможное количество экскаваторов

$$N_9' = \frac{A}{E Q_{\text{ум}}} = \frac{31}{8 \cdot 0,2} = 19,4.$$

Примем $N_9 = 20$, тогда

$$\Delta = \frac{\sqrt{20}}{1 \cdot 0,32} \left(1 - \frac{31}{20 \cdot 8 \cdot 0,2} \right) = 0,436.$$

Из табл. 8 для нормального закона распределения находим риск $R(Q) = 33$ %. Если взять $N_9 = 21$, то $\Delta = 1,109$ и $R(Q) = 13$ %.

В проектах принято округлять производительность по руде и выражать ее в тоннах. При плотности руды $3,1 \text{ т/м}^3$ в первом периоде $A_{p1} = 7,1 \cdot 3,1 = 22$, принимаем 22 млн. т/год. Во втором периоде $A_{p2} = 10,6 \cdot 3,1 = 32,9$, принимаем 32 млн. т/год. В третьем периоде $A_{p3} = 4,5 \cdot 3,1 = 13,95$, принимаем 14 млн. т/год. Для этих значений подсчитаем количество экскаваторов и уровень риска.

Минимально необходимое количество экскаваторов ЭКГ-8 в первом периоде (см. табл. I2)

$$N'_1 = \frac{36,65}{8 \cdot 0,2} = 23.$$

Принимаем $N'_1 = 24$, тогда при $a = 1,2$; $\sigma_0 = 0,2$

$$\Delta = \frac{\sqrt{24}}{1,2 \cdot 0,2} \left(1 - \frac{36,65}{24 \cdot 8 \cdot 0,2}\right) = 1,61.$$

По табл. 8 находим $R(Q) = 5,4\%$. Общий риск

$$R(A, Q) = 0,37 + 0,054 - 0,37 \cdot 0,054 = 0,404 = 40,4\%.$$

Аналогично ведем расчет и для остальных периодов (см. табл. I2).

Для более точных расчетов следует ориентироваться на закон бета-распределения.

Рассмотренный метод позволяет более обоснованно подойти к проблеме резервирования и к оценке заложенных в проекте резервов.

Если в проекте принята сменная производительность экскаваторов $Q_{см}$, меньшая расчетной Q_p , то этим закладываются определенные резервы. Вспомним, что Q_p определяется по формуле (28).

Количество экскаваторов без резерва

$$N'_9 = \frac{A}{Q_p}; \quad (51)$$

с учетом резерва $N_{рез}$

$$N_9 = N'_9 + N_{рез} = \frac{A}{Q_{см}}. \quad (52)$$

Отсюда кратность резервирования

$$K = \frac{N_{рез}}{N'_9} = \frac{Q_p}{Q_{см}} - 1 \quad (53)$$

или

$$K = \frac{k_{ир}}{k_{и}} - 1, \quad (54)$$

где $k_{и}$ и $k_{ир}$ — проектный и расчетный коэффициенты использования экскаваторов.

Рассмотрим пример. Примем для экскаватора ЭКГ-8 $E = 8 \text{ м}^3$; $t_{ц} = 0,55 \text{ мин}$; $k_{и} = 0,75$; $k_p = 1,4$; $T = 480 \text{ мин/смену}$; $k_{ир} = 0,8$ для работы с автотранспортом. Тогда

$$Q_p = \frac{0,8 \cdot 8 \cdot 480 \cdot 0,75}{0,55 \cdot 1,4} = 2990 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

По нормам института „Гипроруда“ в проектах рекомендуется производительность $Q_{см} = 2000 \text{ м}^3/\text{смену}$. Кратность резервирования

$$K = \frac{2990}{2000} - 1 = 0,495.$$

При работе в течение 800 смен (на протяжении года) удельная производительность

$$Q_y = \frac{2 \cdot 800}{8} = 200 \text{ тыс. м}^3/(\text{год} \cdot \text{м}^3),$$

а расчетная

$$Q_{ур} = \frac{2,99 \cdot 800}{8} = 299 \text{ тыс. м}^3/(\text{год} \cdot \text{м}^3).$$

Если обратиться к табл. II, то расчетное количество экскаваторов в первом периоде

$$N'_1 = \frac{36650}{8 \cdot 299} = 15,3,$$

а принято 24. Следовательно, кратность резервирования

$$K = \frac{24 - 15,3}{15,3} = 0,57.$$

т.е. в резерве находятся почти 8 экскаваторов и уровень риска фактически будет значительно меньше 5,4 %, рассчитанных ранее для $Q_y = 200$.

17. Принятие решения исходя из экономических предпосылок

Заманчивым является метод принятия решения и установления уровня риска на основе количественной оценки экономической эффективности.

В общем, оптимизация решения заключается в определении уровня риска, при котором критерий эффективности принимает минимальное (или максимальное) значение.

Но, конечно, нужно оценивать и конъюнктурные (психологические) последствия риска. Эту идею можно выразить, например, так:

$$W_K = f_{\text{э}}(R) f_{\text{п}}(R) \rightarrow \min, \quad (55)$$

где W_K - критерий эффективности; $f_{\text{э}}(R)$ - экономическая оценка убытков, связанных с риском; $f_{\text{п}}(R)$ - конъюнктурная оценка риска.

Перспективная попытка решить эту задачу предпринята Д.И.Шитовым [13]. Он предложил использовать для решения один из разделов математической теории игр - выбор решения при риске. Сущность решения выглядит следующим образом.

Имеется множество значений возможной производительности карьера - $A_{B1}, A_{B2}, \dots, A_{Bj}, \dots, A_{Bn}$ в интервале от $A_{B \min}$ до $A_{B \max}$; вероятности появления этих значений, согласно установленному закону распределения величины A_B , равны соответственно $P_1, P_2, \dots, P_j, \dots, P_n$, где $\sum_{j=1}^n P_j = 1$; $P_j \geq 0 \%$.

Возможно множество значений принятой в проекте производительности карьера - $A_{П1}, A_{П2}, \dots, A_{Пi}, \dots, A_{Пm}$; среди этих значений нужно сделать выбор, если известны "полезности" Π_{ij} , связанные с последствием реализации пары $A_{Пi}$ и A_{Bj} . Иными словами, имеется прямоугольная матрица m на n чисел (табл.19), из которой нужно выбрать строку, являющуюся оптимальной по принятому критерию, т.е. в которой

$$\Pi_i = \Pi_{i1} P_1 + \Pi_{i2} P_2 + \dots + \Pi_{ij} P_j + \dots + \Pi_{in} P_n \rightarrow \max. \quad (56)$$

Таблица 19

Матрица прибыли в зависимости от принятой производительности карьера

$A_{Пi}$	A_{B1}	A_{B2}	$\dots A_{Bj} \dots$	A_{Bn}	$\sum_{j=1}^n \Pi_{ij} P_j$
	P_1	P_2	$\dots P_j \dots$	P_n	1
$A_{П1}$	Π_{11}	Π_{12}	$\dots \Pi_{1j} \dots$	Π_{1n}	Π_1
$A_{П2}$	Π_{21}	Π_{22}	$\dots \Pi_{2j} \dots$	Π_{2n}	Π_2
$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$
$A_{Пi}$	Π_{i1}	Π_{i2}	$\dots \Pi_{ij} \dots$	Π_{in}	Π_i
$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$	$\dots$
$A_{Пm}$	Π_{m1}	Π_{m2}	$\dots \Pi_{mj} \dots$	Π_{mn}	Π_m

В качестве критерия полезности Д.И.Шитов рекомендует принимать суммарную приведенную во времени прибыль карьера. Причем каждому варианту проектной производительности $A_{Пi}$

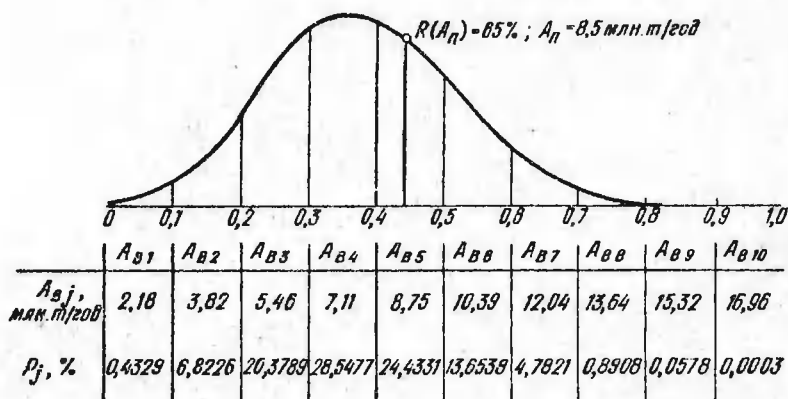


Рис.8. Бета-распределение возможной производительности рудного карьера

соответствует возможность работы карьера с производительностью $A_{vj} \leq A_{ni}$, зависящей от точности подсчета запасов и правильности определения количества оборудования.

Для иллюстрации метода рассмотрим порядок расчета на несколько упрощенном примере рудного карьера.

Для этого карьера в первом варианте был принят закон бета-распределения возможной производительности по руде (рис.8) в зависимости от возможных ошибок в подсчете запасов руды и показателях работы оборудования. В контуры карьера включено 800 млн.т горной массы. В первый период стабильной производительности вырабатывается 700 млн.т горной массы.

Для упрощения принято, что в каждом из 10 интервалов (см. рис.8) возможной производительности запасы горной массы 700 млн.т вырабатываются за 16 лет, а производительность по руде и эксплуатационный коэффициент вскрыши зависят от положения этого интервала на кривой распределения. Значения производительности определены по приведенной ранее методике [1. 6].

Показатели работы карьера при разных вариантах проектного решения

$A_{ПГ}$, млн.т/год	Возможная производительность $A_{ПГ}$, млн.т/год									
	2,18	3,82	5,46	7,11	8,75	10,39	12,04	13,68	15,32	16,96
	Коэффициент вскрыши $\Pi_{Г}$, т/т									
	19,06	10,45	7,01	5,15	4,00	3,21	2,63	2,20	1,86	1,56
2,18	43,75	24,96	17,46	13,41	10,90	9,18	7,91	6,98	6,23	5,62
	0,30	0,33	0,37	0,40	0,43	0,47	0,50	0,54	0,57	0,61
	6,02	3,78	2,96	2,46	2,17	1,97	1,83	1,73	1,63	1,56
	16,00	28,04	40,10	52,20	64,20	76,30	88,50	100,30	112,30	124,60
	9,57	11,95	12,89	13,27	13,42	13,43	13,50	13,50	13,50	13,50
3,82	43,75	43,75	30,6	23,49	19,1	16,08	13,87	12,22	10,93	9,86
	0,33	0,30	0,32	0,34	0,36	0,37	0,39	0,41	0,43	0,45
	6,70	3,44	2,56	2,08	1,77	1,58	1,43	1,32	1,24	1,17
	16,0	16,0	22,9	29,8	36,6	43,5	50,5	57,3	64,04	71,0
	9,57	9,57	11,19	12,15	12,7	13,04	13,24	13,35	13,4	13,46
5,46	43,75	43,75	43,75	33,58	27,3	23,0	19,82	17,47	15,62	14,09
	0,37	0,32	0,30	0,31	0,32	0,34	0,35	0,36	0,38	0,39
	7,38	3,66	2,40	1,90	1,62	1,42	1,27	1,17	1,08	1,01
	16,0	16,0	16,0	20,9	25,6	30,4	35,3	40,1	44,8	49,7
	9,57	9,57	9,57	10,8	11,62	12,2	12,62	12,89	13,08	13,22
7,11	43,75	43,75	43,75	43,75	35,55	29,93	23,46	22,75	20,33	18,34
	0,40	0,34	0,31	0,30	0,31	0,32	0,34	0,34	0,35	0,36
	8,08	3,88	2,51	1,85	1,53	1,35	1,22	1,08	1,00	0,93
	16,0	16,0	16,0	16,0	19,7	23,4	29,8	30,8	34,4	38,2
	9,57	9,57	9,57	9,57	10,54	11,28	12,15	12,25	12,55	12,8

Примечание. Для каждого варианта проектной производительности $A_{ПГ}$ показаны (сверху вниз): $A_{Г}$ - производительность по горной массе, млн.т/год; $C_{Г}$ - себестоимость горной массы, руб/т; $C_{ГГ}$ - себестоимость руды, руб/т; T - срок отработки, годы; сумма (в квадратных скобках) из формулы (60).

В процессе рассмотрения возможных проектных решений возникают три ситуации: $A_{\Pi i} = A_{Bj}$; $A_{\Pi i} > A_{Bj}$; $A_{\Pi i} < A_{Bj}$. Рассмотрим их последовательно.

Первая ситуация. Проектная производительность карьера совпадает с возможной. Определяется себестоимость горной массы C_{Γ} либо по эмпирической формуле, либо другим методом. В рассматриваемом примере использована эмпирическая формула [1]

$$C_{\Gamma} = 0,25 + \frac{2}{A_{\Gamma}}, \text{ руб./т.} \quad (57)$$

где A_{Γ} — производительность карьера по горной массе, млн.т/год.

В примере $A_{\Gamma} = 43,75$ млн.т/год, поэтому во всех случаях при $A_{\Pi i} = A_{Bj}$ себестоимость горной массы равна 0,3 руб/т. Себестоимость руды C_{ij} можно определить по ориентировочной формуле

$$C_{ij} = C_{\Gamma j} (1 + n_j), \quad (58)$$

где n_j — эксплуатационный коэффициент вскрыши, т/т.

Значения n_j (табл.14) можно определить из зависимости

$$n_j = \frac{A_{\Gamma} - A_{Bj}}{A_{Bj}}. \quad (59)$$

Эти значения зависят от принятой возможной ошибки в подчете запасов.

В примере ориентировочно принято, что запасы горной массы в 700 млн.т вырабатываются с постоянной производительностью по руде $A_{\Pi i}$, поэтому приведенная к началу периода прибыль может быть определена по формуле

$$П_{ij} = (C - C_{ij}) A_{\Pi i} \left[1 + \frac{1}{(1+E)} + \frac{1}{(1+E)^2} + \dots + \frac{1}{(1+E)^{T-1}} \right] \quad (60)$$

или с учетом формулы суммы геометрической прогрессии

$$P_{ij} = (C - c_{ij}) A_{\Pi i} \frac{\left[1 - \frac{1}{(1+E)^T}\right]}{1 - \frac{1}{1+E}}, \quad (61)$$

где C – оптовая цена руды (принята 2 руб/т); c_{ij} – себестоимость руды, руб/т; E – коэффициент приведения (принят 0,08); $A_{\Pi i}$ – рассматриваемый вариант проектной производительности по руде, млн.т/год.

Исходные показатели для случая $A_{\Pi i} = A_{Bj}$ приведены в табл.14 (обведены жирной рамкой), причем в качестве примера показаны данные только для четырех вариантов проектной производительности.

Коэффициенты вскрыши определялись по формуле (59) в зависимости от A_{Bj} в предположении, что работа ведется с максимальной интенсивностью и производительность по горной массе равна 43,75 млн.т/год, т.е.

$$n_4 = \frac{43,75 - 7,11}{7,11} = 5,15 \text{ т/т}; \quad n_5 = \frac{43,75 - 8,75}{8,75} = 4 \text{ т/т}$$

и т.д.

Вторая ситуация. Проектная производительность карьера больше возможной. В этом случае карьер будет работать с возможной производительностью, но себестоимость горной массы увеличится по сравнению с первой ситуацией за счет увеличения доли условно-постоянных затрат, связанных со снижением производительности по руде по сравнению с принятой в проекте. Ориентировочно можно считать, что

$$c'_{Гj} = c_{Гj} \left[1 + \frac{k(A_{\Pi i} - A_{Bj})}{A_{Bj}} \right], \quad (62)$$

где k – коэффициент (в примере $k = 0,15$); $c_{Гj}$ определяется по формуле (57).

Прибыль при разных вариантах проектного решения (бета-распределение возможной производительности)

А _{пi} , млн.т/год	Возможная производительность А _{вj} , млн.т/год										Σπ _i , млн.руб
	2,18	3,82	5,46	7,11	8,75	10,39	12,04	13,88	15,32	16,96	
	Вероятность P _j , %										
	0,4329	6,8236	20,3789	28,5477	24,4341	13,6538	4,7821	0,8908	0,0578	0,0008	
2,18	-4,02 -0,3631	-1,78 -3,1637	-0,96 -5,5975	-0,46 -3,7989	-0,17 -1,2152	0,03 0,1189	0,17 0,2393	0,27 0,0708	0,37 0,0063	0,44 -	-12,9649
3,82	-4,70 -0,3974	-1,44 -3,5916	-0,56 -4,8782	-0,06 -0,7950	-0,23 2,7263	0,42 2,8566	0,57 1,3788	0,68 0,3089	0,76 0,7225	0,83 0,0001	-2,3692
5,46	-5,38 -0,4859	-1,86 -4,1403	-0,40 -4,2594	0,10 1,6834	0,38 5,8906	0,58 5,2751	0,73 2,4054	0,83 0,5204	0,82 0,0380	0,99 0,0002	6,9275
7,11	-6,02 -0,5437	-1,88 -4,6890	-0,51 -5,4307	0,15 2,9137	0,47 8,6057	0,65 7,1178	0,78 3,2223	0,92 0,7138	1,00 0,0516	1,07 0,0003	11,9518
8,75	-6,74 -0,6087	-2,12 -5,2876	-0,62 -6,6020	0,09 1,7482	0,50 10,2298	0,72 8,9202	0,86 3,9692	0,97 0,8725	1,06 0,0641	1,13 0,0004	13,3061
10,39	-7,42 -0,6701	-2,32 -5,7865	-0,73 -7,7733	0,03 0,5827	0,46 9,4115	0,74 10,0465	0,90 4,5970	1,01 1,0133	1,09 0,0740	1,17 0,0004	11,4955
12,04	-8,10 -0,7315	-2,54 -6,3352	-0,84 -8,9447	-0,04 -0,7770	0,41 8,3865	0,71 9,6392	0,91 5,0142	1,03 1,1246	1,12 0,0832	1,19 0,0005	7,4618
13,88	-8,78 -0,7930	-2,77 -6,9088	-0,95 -10,1180	-0,10 -1,9425	0,37 7,5701	0,68 9,2319	0,89 4,9040	1,04 1,2129	1,14 0,0910	1,21 0,0005	3,2501
15,32	-9,46 -0,8544	-2,99 -7,4576	-1,05 -11,1808	-0,17 -3,3022	0,33 6,7517	0,65 8,8246	0,87 4,7938	1,02 1,1895	1,14 0,0966	1,23 0,0006	-1,1382
16,92	-10,14 -0,9158	-3,21 -8,0063	-1,16 -12,3522	-0,23 -4,4677	0,29 5,9333	0,62 8,4173	0,84 4,6285	1,00 1,1662	1,13 0,0958	1,23 0,0006	-5,5003

Примечание. Для каждого варианта проектной производительности A_{Pi} показаны (сверху вниз): $\Pi - c_{ij}$ - абсолютная прибыль, руб/т; Π_{ij} - приведенная прибыль, млн.руб.

Расчетные данные приведены в табл. I4 (левее обведенных жирными рамками). Например, при $A_{\Pi i} = 7,11$ млн.т/год и $A_{Bj} = 3,82$ млн.т/год себестоимость горной массы

$$C_{\Gamma} = 0,3 \left[1 + \frac{0,15 (7,11 - 3,82)}{3,82} \right] = 0,34 \text{ руб/т.}$$

Себестоимость руды по формуле (58)

$$C_{ij} = 0,34 (1 + 10,45) = 3,88 \text{ руб/т.}$$

Третья ситуация. Проектная производительность карьера по руде меньше возможной. В этом случае карьер будет работать с проектной производительностью по руде, но за счет снижения эксплуатационного коэффициента вскрыши его производительность по горной массе уменьшится, срок отработки увеличится и себестоимость горной массы увеличится в соответствии с формулой (57).

Расчетные данные для этого случая приведены в табл. I4 (правее обведенных жирными рамками). Например, при $A_{\Pi i} = 7,11$ млн.т/год и $A_{Bj} = 12,04$ млн.т/год при $n_7 = 2,63$ т/т производительность по горной массе $A_{\Gamma} = 7,11 (1 + 2,63) = 23,46$ млн.т/год; себестоимость горной массы $C_{\Gamma} = 0,25 + \frac{2}{23,46} = 0,34$ руб/т; себестоимость руды $C_{ij} = 0,34 (1 + 2,63) = 1,22$ руб/т. Время отработки $T = \frac{700}{23,46} = 29,8$ лет; сумма (в квадратных скобках) из формулы (60) равна 12,15.

Затем составляется окончательная матрица по форме табл. I3. Результаты расчетов приведены в табл. I5 и на рис. 9. Максимальную приведенную во времени прибыль в 13,5 млн.руб (точка B) можно получить, если принять в проекте производительность 8,5 млн.т/год. Уровень риска при этом составил 65 % (точка B'). Если брать математическое ожидание 7,5 млн.т/год (точка M_1), то прибыль составит 12 млн.руб, т.е. на 11 % меньше. Риск составит 50 % (точка M'_1).

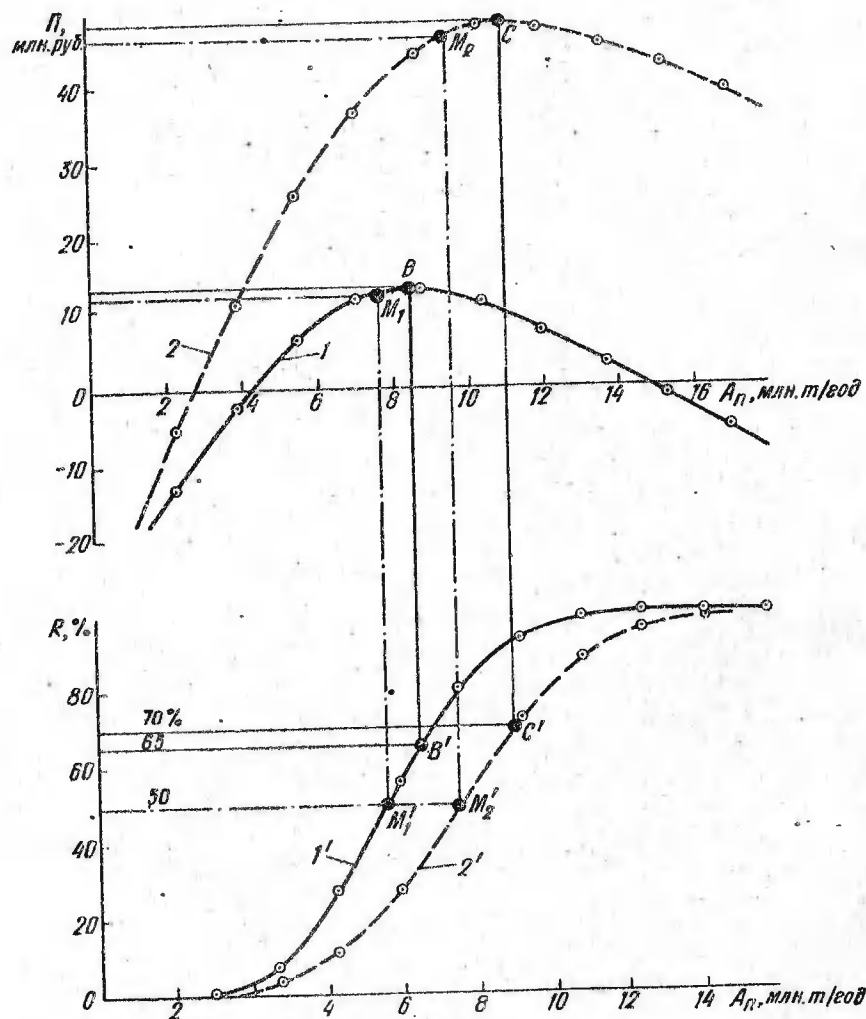


Рис. 9. Зависимость общей приведенной во времени прибыли и уровня риска от проектной производительности карьера
1 - при бета-распределении с правосторонней асимметрией; 2 - при нормальном распределении возможной производительности

Статистический анализ показывает, что распределение производительности крупных рудных карьеров близко к нормальному. Поэтому был проведен расчет и для случая нормального закона распределения (кривые 2 и 2' на рис. 9). В этом случае максимальная прибыль в 48,5 млн. руб. соответствует производительности 11 млн. т/год при уровне риска 70 % (точки C и C'), т.е. прибыль увеличивается в 3,6 раза, а рациональная производительность - в 1,3 раза. Если ориентироваться на математическое ожидание 9,5 млн. т/год, то прибыль составит 46,5 млн. руб. (точка M₂), т.е. на 4 % ниже.

Как видим, закон распределения производительности оказывает существенное влияние на экономические показатели работы карьера.

Иной подход к определению рационального уровня риска предлагает В.В.Квитка [3]. Он считает, что оценка полезности при байесовском подходе имеет смысл лишь при многократном повторении игры с природой, когда количественная оценка математического ожидания является статистически значимой. А фактически при отработке конкретного месторождения реализуется одноходовая игра, результаты которой могут существенно отличаться от байесовской стратегии.

Он рекомендует принять в качестве экономического критерия оценки срок окупаемости капитальных вложений, а в качестве критерия оценки принимаемого решения - минимум риска в том, что капитальные вложения при принятых параметрах карьера не окупятся в нормативный срок. Интегральный критерий риска:

$$R_{Hi} = \min_i [1 - F(T_{Hi})], \quad (63)$$

где R_{Hi} - риск некупаемости капитальных затрат при проектной производительности карьера по руле; $F(T_{Hi})$ - функция распределения вероятности окупаемости капитальных затрат в нормативный срок T_H .

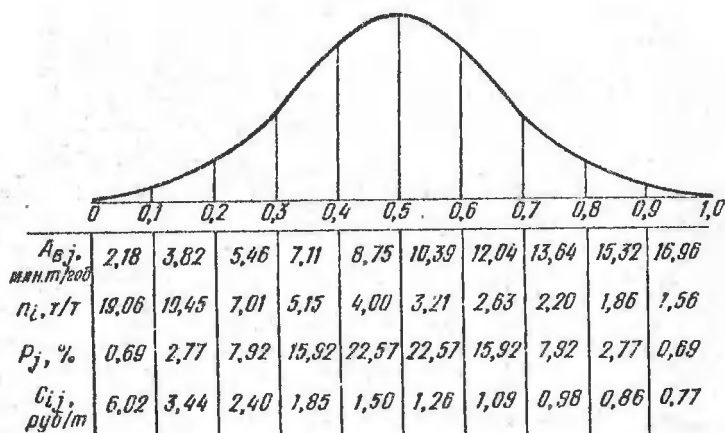


Рис.10. Кривая нормального распределения возможной производительности карьера по руде

Пусть требуется установить производительность карьера по руде, если в период работы с постоянной производительностью по руде вынимается 700 млн.т горной массы. Возможное количество запасов руды в этой горной массе составляет 152,8-118,38 млн.т и имеет нормальный закон распределения. Возможная производительность по руде также имеет нормальный закон распределения (рис.10). В зависимости от величины запасов изменяется коэффициент вскрыши и себестоимость руды.

Для определения срока окупаемости капитальных затрат T_i заполним вспомогательную матрицу (табл.16). В табл.16 удельные капитальные затраты определены [1] по эмпирической формуле

$$k_i = \frac{K}{A_{pi}} = 3,8(1 + n_i)^{-1/3} A_i, \quad (64)$$

где K – общие капитальные затраты, млн.руб.

Зависимость показателей эффективности работы карьера от проектной производительности по руде

$A_{Пг}$, млн.т/год	Возможная производительность $A_{Дг}$, млн.т/год									
	2,18	3,82	5,46	7,11	8,75	10,39	12,04	13,68	15,32	16,96
	Уровень риска R_g , %									
	0,00	0,69	3,46	11,38	27,30	40,87	72,44	88,36	96,27	99,05
2,18								6,36 0,77 8,29	5,91 0,87 6,79	
3,82					7,11 0,73 9,74	6,34 0,92 8,89				
5,46			8,64 0,10 86,40	7,24 0,60 12,07	6,31 0,68 7,17	5,62 1,08 5,20				
7,11				6,63 0,65 10,20	5,78 0,97 5,96					
8,75				6,63 0,59 11,24	5,39 1,00 5,39					
10,39					5,39 0,96 5,81	4,54 1,24 3,66				
12,04						4,54 1,21 3,75	3,91 1,41 2,77			
13,68							3,91 1,39 2,81	3,45 1,54 2,24		
15,32								3,45 1,52 2,27	3,08 1,64 1,88	
16,96									3,08 1,63 1,89	2,76 1,73 1,60

Примечание. Для каждого варианта проектной производительности $A_{Пг}$ показаны (сверху вниз): k_g - удельные капитальные затраты, руб на 1 т руды; $П_g$ - удельная прибыль, руб/т; T_g - срок окупаемости капитальных вложений, годы.

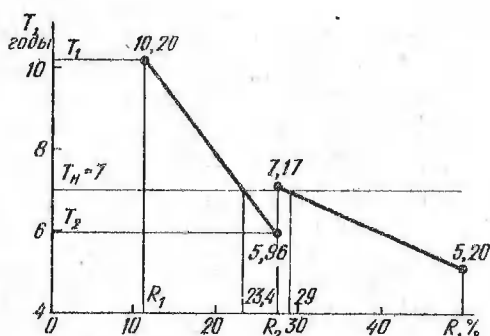


Рис. 11. График определения риска некупаемости капитальных вложений в течение 7 лет методом интерполяции

Получаемая
удельная прибыль

$$\Pi_i = C - C_i, \quad (65)$$

где C - цена руды
(принята равной
2,5 руб/т).

Срок окупае-
мости капитальных
затрат определен
из зависимости

$$T_i = \frac{k_i}{\Pi_i}. \quad (66)$$

В табл. 16 по-

казаны только варианты, дающие срок окупаемости, близкий к
нормативному (7 лет) и случаи, близкие к неравенству $A_{\text{нн}} \leq A_{\text{вн}}$.

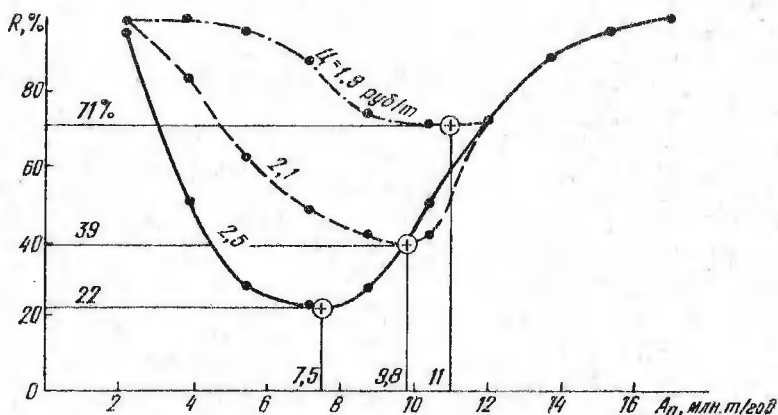


Рис. 12. Зависимость риска некупаемости капитальных затрат в течение 7 лет от принятой проектной производительности карьера по руде при различной цене руды

На основе данных табл.16 определяем уровень риска не-окупаемости затрат в нормативный срок R_{Hi} , воспользовавшись методом линейной интерполяции (рис.11):

$$R_{Hi} = \frac{d R_2 + R_1}{1 + d}, \quad (67)$$

где

$$d = \frac{T_1 - T_H}{T_H - T_2}.$$

Так, для проектной производительности 7,11 млн.т/год

$$d = \frac{10,20 - 7}{7 - 5,96} = 3,08; \quad R_{Hi} = \frac{3,08 \cdot 27,30 + 11,38}{1 + 3,08} = 23,4 \%,$$

а для 5,46 млн.т/год

$$d = 0,094; \quad R_{Hi} = 29,2 \%.$$

Окончательные результаты расчета приведены в табл.17 и на рис.12 для вариантов цен руды 2,5; 2,1 и 1,9 руб/т. При цене на руду 2,5 руб/т минимум риска некупаемости капитальных затрат в нормативный срок достигается при проектной производительности 7,5 млн.т/год; при цене 2,1 руб/т - 9,8 млн.т/год и при цене 1,9 руб/т - 11 млн.т/год. Уровни риска составят соответственно 22; 39 и 71 %.

Следует отметить, что при $C = \text{const}$ точка минимума не перемещается ни вправо ни влево, если изменяется закон распределения возможной производительности карьера. Изменяется при этом только уровень риска. Причем при правосторонней асимметрии уровень риска увеличивается, при левосторонней - уменьшается по сравнению с нормальным законом распределения.

Окончательное решение не обязательно следует принимать по приведенным критериям, нужно учитывать и другие факторы.

Таблица 17

Риск некупаемости капитальных затрат в зависимости от проектной производительности карьера

A_{Pi} , млн.т/год	R_{Hi} для различных вариантов цен руды (руб/т). %		
	2,5	2,1	1,9
2,18	96,3	100,0	100,0
3,82	50,0	84,0	100,0
5,46	29,2	63,0	96,3
7,11	23,4	49,0	88,4
8,75	27,3	42,0	74,0
10,39	50,0	42,0	72,0
12,04	72,4	72,0	72,4
13,68	88,4	88,4	88,4
15,32	96,3	96,3	96,3
16,96	100,0	100,0	100,0

18. Задания по УИРС

1. Установить влияние категории запасов (A , B , C_1 и C_2) на принятие решения по запасам в контуре карьера при смелом отношении к риску, ровном, осторожном и при отсутствии риска. Принять в качестве исходных условий $R_M = \text{const}$ при всех категориях подсчета запасов; построить график функции опасения последствий увеличения риска.

2. Определить производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше, коэффициенты вскрыши в зависимости от отношения к риску. Принять решение по проектируемому карьеру.

3. Установить влияние отношения к риску на конечную глубину карьера (по характерному разрезу, по всему карьерному полю). Принять решение по проектируемому карьеру.

4. Установить влияние отношения к риску на угол погашения бортов карьера. Принять решение.

5. Установить необходимое количество экскаваторов в карьере с учетом фактора времени. Определить уровень риска выполнения заданной производительности.

6. Установить рациональный уровень риска и производительность карьера по полезному ископаемому, обеспечивающие максимум прибыли от разработки месторождения.

7. Определить, как влияет на рациональный уровень риска и производительность карьера цена на полезное ископаемое.

8. Установить производительность карьера по полезному ископаемому, обеспечивающую минимум риска окупаемости капитальных вложений в нормативный срок.

ЛИТЕРАТУРА

1. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. М., Недра, 1970, 310 с.
2. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М., Недра, 1981, 278 с.
3. Квитка В.В., Арсентьев А.И. Минимизация интегрального критерия риска при выборе производительности карьера. - В кн.: Проектирование открытой и подземной разработки месторождений. Межвуз. сб., Л., изд. ЛГИ, 1982, с.38-44.
4. Коменс Дж.Дж., Томпсон Дж.Л. Влияние психологического отношения на исходы игр. - В кн.: Матричные игры. М., Физматгиз, 1981, с.222-253.
5. Маслов Н.Н. Механика грунтов в практике строительства. М., Стройиздат, 1977, 320 с.
6. Определение главных параметров карьера / А.И.Арсентьев, О.В.Шланский, Г.П.Константинов, В.Л.Бложа. М., Недра, 1976, 213 с.
7. Падукоев В.А. Методы прогноза устойчивости бортов карьеров. - В кн.: Физические процессы горного производства. Всесоюз. межвуз. сб. Л., изд. ЛГИ, 1979, вып. 7, с.49-53.
8. Падукоев В.А. Прогнозирование устойчивости бортов карьеров. Л., изд. ЛГИ, 1981, 52 с.
9. Теория и практика открытых разработок / Под ред. Н.В.Мельникова. М., Недра, 1979, 636 с.
10. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965, 378 с.
11. Хан Г., Шапиро С. Статистические модели в инженерных задачах. М., Мир, 1969, 395 с.
12. Хилл П. Наука и искусство проектирования. М., Мир, 1973, 263 с.
13. Шитов Д.И. Определение проектной производительности карьера с учетом ее вероятностного характера. - Изв. вузов, Горный журнал, 1981, № 3, с.14-19.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Глава 1. Зависимость проектных решений от достоверности геологических данных	4
1. Общие положения	4
2. Достоверность геологических данных	7
3. Объемы полезного ископаемого и пустых пород в контурах карьера	9
4. Производительность карьера	11
5. Конечные границы карьера	14
6. Угол погашения нерабочих бортов карьера	19
7. Задания по учебно-исследовательской работе студентов (УИРС)	26
Глава 2. Зависимость проектных решений от достоверности технико-экономических данных	28
8. Общие сведения	28
9. Производительность экскаваторов	28
10. Взаимосвязь производительности экскаваторов и карьера	31
11. Задания по УИРС	33
Глава 3. Принятие проектных решений	34
12. Психологические аспекты принятия решений	34
13. Производительность карьера по полезному ископаемому	36
14. Конечная глубина карьера	38
15. Угол погашения борта карьера	39
16. Количество экскаваторов в карьере	40
17. Принятие решения исходя из экономических предпосылок	46
18. Задания по УИРС	57
Литература	59

Александр Иванович Арсентьев

ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ О ПАРАМЕТРАХ КАРЬЕРА

Учебное пособие

Редактор Н.А.Ежикова

Технический редактор Р.И.Кравцова

Корректор З.В.Столженик

Сдано в набор 18.05.82. Подписано к печати 12.11.82. М-24631.

Формат 60x84/16. Бумага типографская № 2. Печ.л. 8,76. Усл.печ.л. 3,48.

Уч.-изд.л. 3,1. Тираж 1000 экз. Изд. № 103. Заказ 1013.

Цена 20 коп.