

*На правах рукописи*

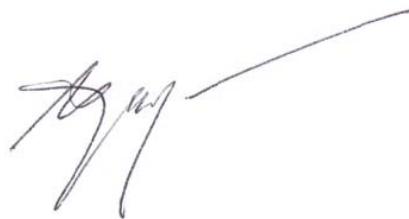
***ЛЕ ДЫК НГУЕН***

***РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ  
ПРИ ПЕРЕХОДЕ ОТ ОТКРЫТОГО К ПОДЗЕМНОМУ  
СПОСОБУ ДОРАБОТКИ МЕДНОРУДНЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЬЕТНАМА***

Специальности: 25.00.22 – Геотехнология  
(подземная, открытая и строительная)

25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная  
аэрогазодинамика и горная теплофизика

Автореферат  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук



Москва – 2011

Работа выполнена в ГОУ ВПО «Российский государственный геологоразведочный университет им. Серго Орджоникидзе» на кафедре разработки месторождений стратегических видов минерального сырья и маркшейдерского дела

Научные руководители: доктор технических наук, профессор  
Бунин Жан Викторович  
доктор технических наук, профессор  
Макаров Александр Борисович

Официальные оппоненты: доктор технических наук  
Папичев Валерий Иванович  
кандидат технических наук, доцент  
Орлов Геннадий Васильевич

Ведущая организация: Российский университет дружбы народов

Защита диссертации состоится «16» июня 2011 г. в 13 часов на заседании диссертационного совета Д.212.121.08 при Российском государственном геологоразведочном университете по адресу: 117997, г. Москва, ул. Миклухо-Маклая, 23 (ауд. 6-87).

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке Российского государственного геологоразведочного университета.

Автореферат разослан «13» мая 2011 г.

Ученый секретарь  
диссертационного совета  
кандидат технических наук,



Холобаев Е.Н.

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

**Актуальность работы.** Вьетнам – страна развивающейся экономики. Вклад горнорудной промышленности в ВВП страны превышает 10%. Значительную роль при этом играют предприятия по добыче медных руд. Меднорудные месторождения Вьетнама представлены гидротермальными крутопадающими залежами. Большинство из них с 90-х годов разрабатывается открытым способом. В настоящее время ряд месторождений стоит перед проблемой доработки запасов, предназначенных для открытой добычи. Запасы, находящиеся за контурами карьеров, особенно под их дном, могут разрабатываться подземным способом.

По данным мировой практики многие мощные крутопадающие рудные месторождения отрабатываются комбинированным способом. Однако освоение запасов открытыми и подземными технологиями производится по отдельным независимым схемам. Из-за отсутствия заблаговременных решений по своевременному переходу от открытых к подземным горным работам, на предприятиях либо уменьшаются объемы добычи руды, либо безвозвратно теряются в недрах часть фактически уже вскрытых и подготовленных запасов.

Во Вьетнаме отсутствует опыт перехода от открытых к подземным горным работам при разработке крутопадающих месторождений. Мировой опыт показывает, что в этот период большинство горных предприятий снижает уровень рентабельности, а некоторые несут убытки или совсем прекращают добычу руды. Поэтому разработка комбинированной геотехнологии при переходе от открытого к подземному способу разработки меднорудных месторождений Вьетнама является актуальной научно-практической задачей.

**Целью работы** является разработка рациональной технологической схемы перехода от открытых к подземным горным работам и ее геомеханическое обоснование при комбинированной разработке крутопадающих месторождений.

**Идея работы.** Технико-экономическое обоснование оптимальной границы между открытыми и подземными работами и рациональной технологической схемы отработки подкарьерных запасов переходной зоны подземным способом с учетом геомеханической характеристики горных пород, слагающих месторождения.

**Объект исследования** – меднорудные месторождения Вьетнама.

**Основные задачи исследования:**

1. Установить оптимальную границу между открытыми и подземными горными работами.
2. Обосновать рациональный способ вскрытия и выбрать систему подземной разработки подкарьерных запасов руды.
3. Разработать методику геомеханического обоснования параметров камерной системы разработки в переходной зоне.

**Методы исследования** включают анализ и обобщение отечественного и зарубежного опыта разработки и проектирования горнотехнических систем в условиях комбинированной разработки крутопадающих месторождений,

экономико-математическое, горно-геомеханическое моделирование, системный анализ и статическую обработку результатов исследований.

***Основные защищаемые положения:***

1. Определение глубины открытых работ при комплексной последовательной открыто-подземной разработке крутопадающих месторождений предлагается выполнять по аналитической методике с формулой для определении граничного коэффициента вскрыши, включающей учет налога на прибыль и нормы прибыли горного предприятия. При более детальном сравнении вариантов комбинированной разработки месторождения следует использовать методы экономико-блочного моделирования геологических запасов и современные критерии оценки технико-экономической эффективности (ЧДД, ВНД).

2. При выборе способа вскрытия и рациональной системы подземной разработки при переходе от открытых работ к подземным с учетом геомеханических и экономических факторов необходимо учитывать возможность использования отработанного пространства карьера для проведения вскрывающих выработок с сохранением его бортов. При этом необходимо учитывать также технологические схемы доработки месторождения, предусматривающие нарушение карьерного пространства.

3. Методика определения размеров рудных междуэтажных и междукамерных целиков на крутопадающих залежах основана на расчете действующих горизонтальных напряжений, которые формируются в целиках за счет концентрации природных напряжений, ориентированных вкрест простирания рудной зоны, и оценки потерь руды в целиках.

***Научные результаты, полученные лично соискателем, и их новизна:***

1. Усовершенствован аналитический метод определения глубины карьеров (Б.П. Юматова) с использованием нового значения граничного коэффициента вскрыши и экономических критериев эффективности (ЧДД и ВНД);

2. Предложен метод определения границы между открытыми и подземными работами, основанный на экономико-блочном моделировании геологических запасов и алгоритмах Лерча-Гроссмана и «Floating Stope Optimizer»;

3. Обоснована возможность применения камерных систем разработки подкарьерных запасов руды по условиям устойчивости вмещающих пород и сохранения бортов действующего карьера;

4. Предложена методика геомеханического обоснования параметров камерной системы разработки переходной зоны под дном карьера, включающая оценку свойств трещиноватого массива, его природное напряженное состояние, расчет допустимых обнажений вмещающих пород в камерах, размеров междукамерных и междуэтажных целиков и уровень потерь руды в них;

5. Представлена формула для оценки уровня потерь руды в целиках на стадии предпроектной проработки вариантов.

***Обоснованность и достоверность полученных результатов*** обеспечены анализом применяемых современных методов проведения исследований, тщательным изучением состояния горнодобывающей промышленности и горногеологических условий разрабатываемых меднорудных месторождений

Вьетнама, применением методов экономико-блочного моделирования на ЭВМ, основанного на алгоритмах оптимизации Лерча-Гроссмана и «Floating Store Optimizer», с использованием экономических критериев эффективности, сходимостью получаемых результатов выполненного исследования с опытом отработки меднорудных месторождений Вьетнама.

***Практическое значение выполненного исследования:***

1. Обоснованы рациональные границы между открытыми и подземными работами на меднорудных месторождениях Вьетнама и, в частности, на карьере месторождения Син-Куен.

2. На основании технико-экономических расчетов выбрана рациональная технология комбинированной разработки меднорудных месторождений Вьетнама, включающая способ вскрытия и систему разработки.

3. При разработке подземным способом переходной зоны месторождения Син-Куен предложена камерная система разработки с параметрами, установленными на основании геомеханических расчетов.

4. Определен характер природного напряжённого состояния массива месторождения Син-Куен, а именно: максимальные тектонические напряжения действуют по простиранию рудных тел, минимальные горизонтальные напряжения – вкрест простирания, а вертикальные (гравитационные) напряжения являются промежуточными по величине.

***Реализация выводов и рекомендаций работы.*** Полученные результаты исследования, выводы и рекомендации могут быть использованы при проектировании горных предприятий Вьетнама с применением комбинированной геотехнологии, а также при изучении специальных дисциплин в горных вузах и факультетах.

***Апробация диссертации.*** Основные результаты диссертационной работы доложены на международных научно-практических конференциях «Наука и новейшие технологии при поисках, разведке и разработке месторождений полезных ископаемых» (2010) и «Новые идеи в науках о Земле» (2011) в РГГРУ. Результаты исследования рассмотрены и одобрены на техническом совещании рудники Син-Куен во Вьетнаме.

***Публикации.*** Основные положения диссертации опубликованы в 5 печатных работах, из них 3 - в изданиях, рекомендованных ВАК.

***Объем работы.*** Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованной литературы из 76 наименований, изложена на 145 стр. машинописного текста и содержит 32 рисунков и 33 таблиц.

***Автор выражает благодарность*** научным руководителям – проф. Ж.В. Бунину и проф. А.Б. Макарову за постоянное внимание и помощь в процессе работы над диссертацией, а также сотрудникам кафедры разработки месторождений стратегических видов минерального сырья и маркшейдерского дела РГГРУ за поддержку и ценные советы.

## ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

**В первой главе** диссертации дан анализ современного состояния и проблем освоения, использования медного сырья во Вьетнаме, а также в соседних странах. Представлена общая геологическая характеристика меднорудных месторождений Вьетнама.

Во Вьетнаме выявлено 25 меднорудных и медьсодержащих месторождений, три из которых разрабатываются, а свыше десяти - подготавливаются к освоению. В 2006 г. во Вьетнаме было добыто 3,1 млн.т. медной руды, что составило 30 тыс.т в пересчёте на медь. В 2007 г. производство меди выросло на 50% – до 45 тыс.т.

В свете растущего спроса на медь в мире, особенно со стороны Китая, где, как полагают, потребление этого металла в 2012 г. вырастет до 6 млн.т против 3,63 млн.т в 2006 г., интерес иностранных компаний к медным месторождениям и проектам Вьетнама увеличился.

Меднорудные месторождения Вьетнама представлены крутопадающими залежами. Их разработка ведется открытым способом. Самым крупным предприятием по добыче и производству меди является месторождение Син-Куен (Sin Quyen). Оно расположено в северо-западной части Вьетнама в 320 км к северу от г. Ханоя вблизи с границей с Китаем, представлено многочисленными крутопадающими меднорудными залежами средней мощностью 10 м. Средняя суммарная мощность рудной зоны – 40 м с запасами руды около 120 млн.т. Рудная зона имеет удлинённую форму длиной по простиранию – 3000 м, по падению – 750 м с азимутом простирания 140° и углом падения 80 – 85° на северо-восток. В настоящее время глубина карьера приближается к конечной проектируемой отметке.

Мировые цены на медь в последнее время сильно возросли и сохраняются на высоком уровне (6000-9000 USD/т). С учетом цены на медь, разработка месторождения Син-Куен обеспечивает высокую прибыль. В связи с тем, что горнодобывающее предприятие Син-Куен является высокорентабельным необходимо дальнейшее его развитие для сохранения производительности на достигнутом уровне и даже возможно расширение.

Анализ современного состояния разработки меднорудных месторождений Вьетнама показал, что для полной разработки месторождений представляется целесообразным переход к подземным горным работам.

**Во второй главе** предложена методика определения рациональной глубины открытых работ при комбинированной разработке крутопадающих месторождений. Она основана на усовершенствовании методов определения границы между открытыми и подземными горными работами с учетом экономической оценки эффективности горных проектов, применительно к меднорудным месторождениям Вьетнама.

Порядок определения оптимальной глубины карьера при комбинированной разработке по предложенной методике показан на рис. 1.

На первой стадии предлагается определять глубину открытых горных работ аналитическим методом проф. Б.П. Юматова с последующим уточнением

вариантов методом компьютерного экономико-блочного моделирования геологических запасов месторождения на основе алгоритма Лерча-Гроссмана и алгоритма оптимального расположения подземных горных работ «Floating Slope Optimizer».



Рис. 1. Алгоритм оптимизации конечной глубины открытых работ при комбинированной разработке месторождения

По методу проф. Б.П. Юматова глубина открытых горных работ рассчитывается по следующей формуле:

$$H_o = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2aK_{гр}mL}}{a}, \text{ м.} \quad (1)$$

где  $b = 2mctg \delta + L(ctg \beta_1 + ctg \beta_2)$ ;  
 $a = \pi(ctg \beta_1 + ctg \beta_2)ctg \delta$ ;

$L$  – длина месторождения по простиранию, м;  $m$  – средневзвешенная горизонтальная мощность рудного тела, м;  $\beta_1$  и  $\beta_2$  – углы откосов бортов карьера в висячем и лежащем боках рудной зоны;  $\delta$  – угол откосов в торцах карьера;  $K_{гр}$  – граничный коэффициент вскрыши, который равен:

$$K_{гр} = \frac{C_{п}[1+(l_0-l_{п})]-C_0[1-(K_0-K_{п})]}{C_в}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (2)$$

где  $K_0$  и  $K_{п}$  – коэффициенты извлечения при открытой и подземной разработке;  $l_0$  и  $l_{п}$  – коэффициенты разубоживания при открытой и подземной разработке;  $C_0$  и  $C_{п}$  – себестоимость 1 м<sup>3</sup> руды, добытой открытым и подземным способами, USD. Величина  $C_0$  определяется без учета затрат на погашение вскрыши;  $C_в$  – себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, USD.

В условиях современной рыночной экономики для определения величины  $K_{гр}$  кроме стоимостных и качественных показателей необходимо также учитывать норму прибыли для инвестора и налог на прибыль. Это можно делать по следующей формуле:

$$K_{гр} = \frac{q \cdot Ц \cdot (1 - \frac{0,01 \cdot R}{(1 - 0,01 \cdot H)}) - C_{ср}}{C_в} \cdot \gamma_p, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (3)$$

где  $C_{ср}$  – средняя себестоимость товарной продукции (добычи, транспортирования до ОФ и обогащения, включая амортизацию), USD/т;  $R$  – приемлемая для инвестора норма прибыли, %;  $H$  – налог на прибыль, % (для СРВ – 20 %);  $Ц$  – ценность продукта (отпускная цена), USD/т;  $q$  – доля товарной продукции в добываемом сырье (с учетом выхода концентрата);  $\gamma_p$  – удельный вес руды, т/м<sup>3</sup>.

Для условий месторождения Син-Куен применяем:  $C_0 = 3,6$  USD/м<sup>3</sup>;  $C_n = 20,0$  USD/м<sup>3</sup>;  $C_g = 1,8$  USD/м<sup>3</sup>;  $K_0 = 0,95$ ;  $l_0 = 0,95$ ;  $K_{п} = 0,8$ ;  $l_{п} = 0,9$ ;  $m = 40$  м;  $L = 1000$  м;  $\beta_1 = \beta_2 = \delta = 45^\circ$ ;  $\gamma_p = \gamma_n = 2,7$  т/м<sup>3</sup>;  $C_{ср} = 19,3$  USD/т;  $R = 10\%$ ;  $H = 20\%$ ;  $Ц = 26$  USD/т;  $q = 95\%$ .

Граничный коэффициент вскрыши, рассчитанный по формуле Б.П. Юматова (2), равен 10,0 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>, соответственно, глубина открытых горных работ – 160 м. Граничный коэффициент вскрыши, установленный по предложенной формуле (3), равен 15,0 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> и глубина открытых горных работ – 220 м.

Метод компьютерного экономико-блочного моделирования геологических запасов месторождения, основанный на алгоритме Лерча-Гроссмана и алгоритме оптимального расположения подземных горных работ «Floating Stope Optimizer», позволяет в автоматическом режиме с большей точностью установить границы карьера и подземного рудника, отвечающие выбранным ограничивающим параметрам: себестоимость вскрыши и добычи (открытым и подземным способами), стоимость товарной продукции, предельные по устойчивости углы наклона бортов и уступов карьера и др.

Первой стадией данного метода является экономико-блочное моделирование геологических запасов месторождения. Данная стадия стандартна для современной практики проектирования горного предприятия и используется для более достоверной оценки ресурсной базы месторождения. Размеры блоков выбраны на основе проведенных геологоразведочных работ. На данном этапе важным условием является использование объективных кондиций,



которые до начала проектных работ могут носить приближенный характер и не соответствовать текущим экономическим условиям.

Второй стадией данного метода является оптимизация границы карьера по алгоритму Лерча-Гроссмана, а третьей стадией – оптимизация расположения подземных горных работ по алгоритму «Floating Stope Optimizer». На четвертой стадии определение границы между открытыми и подземными работами проведено итерационным методом с целью получения максимальной прибыли при комбинированной разработке месторождения, т.е.:

$$\Pi_o + \Pi_{\text{п}} \longrightarrow \max \quad (4)$$

где  $\Pi_o$  – суммарная прибыль открытых горных работ, равная сумме прибыли во всех извлекаемых открытым способом (темных на рис. 2) блоков с размерами 50×50 м;  $\Pi_{\text{п}}$  – суммарная прибыль подземных горных работ, равная сумме прибыли от подземной разработки (серых на рис. 2) блоков.

Граница между открытыми и подземными горными работами на месторождении Син-Куен, установленная итерационным методом по критерию (4), находится на горизонте с отметкой +50 м, что соответствует глубине карьера 190 м. Итоговое расположение блоков открытых и подземных горных работ показано на рис. 2.

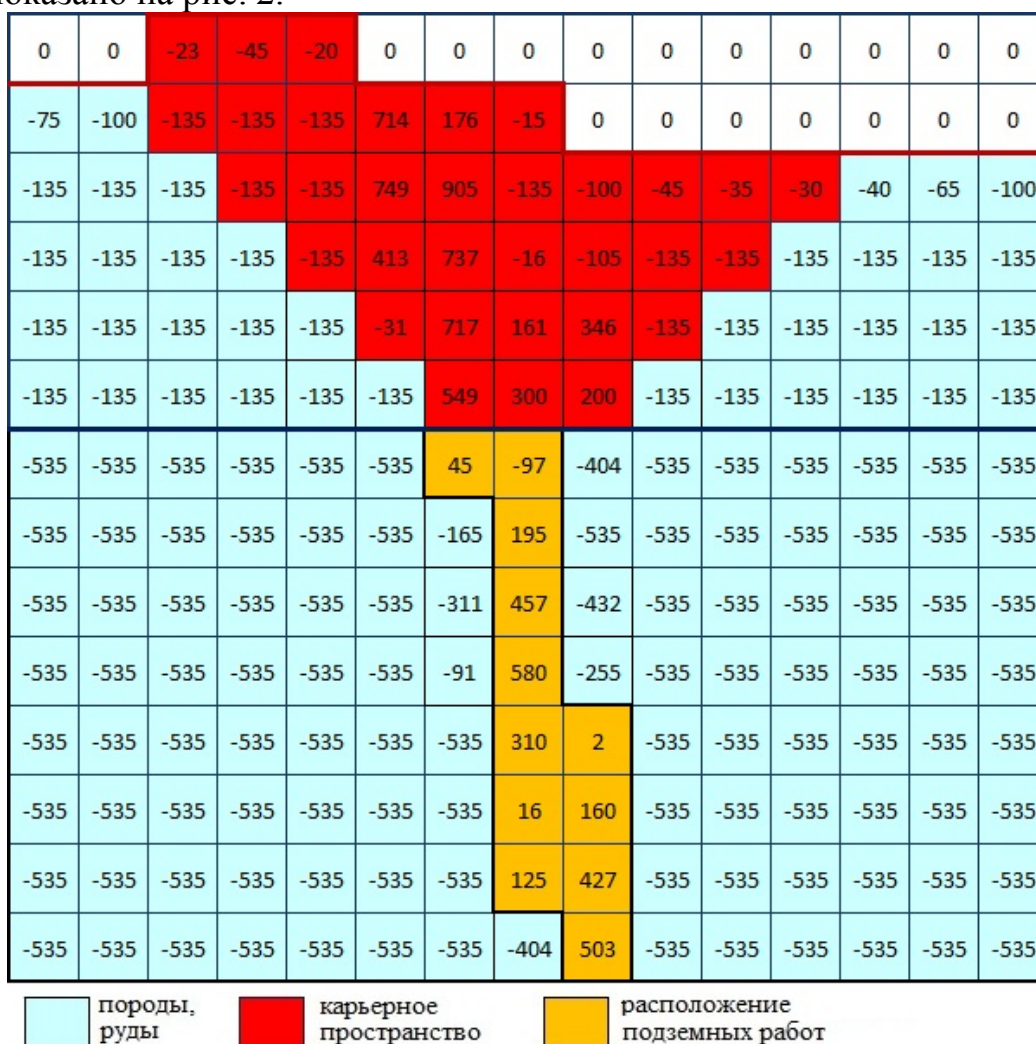


Рис. 2. Оптимизированное по максимуму прибыли расположение открытых и подземных горных работ при комбинированной разработке месторождения Син-Куен

Для уточнения оптимальной глубины открытых работ на карьере Син-Куен с использованием рассмотренных методов были намечены пять вариантов глубины карьера: 160 м, 180 м, 190 м, 200 м и 220 м, с отметками соответственно: +80 м, +60 м, +50 м, +40 м, +20 м.

Далее по каждому варианту были подсчитаны промышленные запасы предприятия с разделением их на запасы карьера и подземного рудника; определены производительность и срок существования горного предприятия; рассчитаны ежегодные расходы и получаемые доходы.

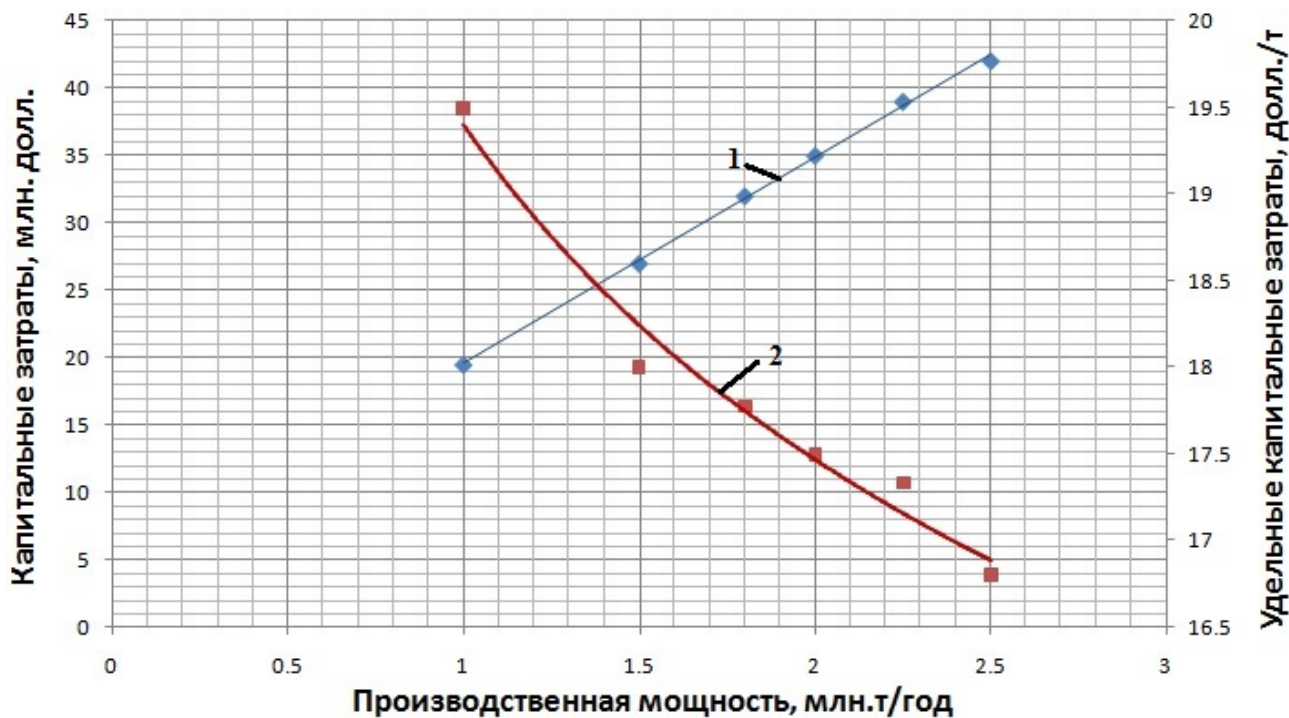


Рис.3. Зависимость капитальных затрат от производственной мощности предприятия  
1 – суммарные капитальные затраты; 2 – удельные капитальные затраты

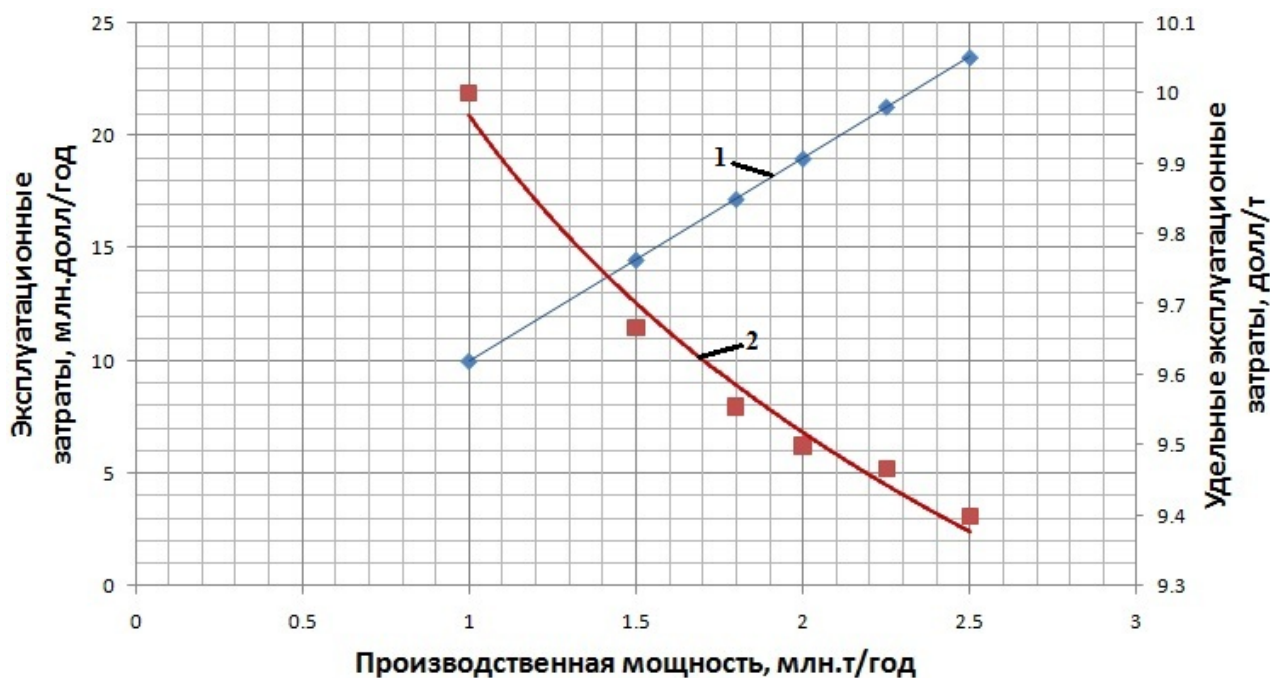


Рис.4. Зависимость эксплуатационных затрат от производственной мощности предприятия  
1 – годовые эксплуатационные затраты; 2 – удельные эксплуатационные затраты

Для определения удельных капитальных и эксплуатационных затрат используем практические и проектные данные горнорудных предприятий Вьетнама: меднорудные месторождения Син-Куен, Та-фай (Та Phay), месторождение Тхак-Хе (Thach Khe), Чо-Дьен (Cho Dien) ГОК, Ланг Хик ГОК (Lang Ních). По этим данным построены графики зависимости удельных капитальных и эксплуатационных затрат от производственной мощности по объему вскрыши и добычи, показанные в рис. 3-4.

На основании статистической обработки вышеуказанных данных были получены следующие корреляционные зависимости для определения суммарных капитальных ( $K$ ) и годовых эксплуатационных ( $\mathcal{E}$ ) затрат на горных предприятиях Вьетнама:

$$K = 15,5 \cdot A + 4, \text{ млн. долл.}, \quad (5)$$

$$\mathcal{E} = 9 \cdot A + 1, \text{ млн. долл./год}, \quad (6)$$

где  $A$  – производственная мощность предприятия, млн.т/год.

Аналогично установлены зависимости удельных капитальных ( $K_{уд}$ ) и удельных эксплуатационных затрат ( $\mathcal{E}_{уд}$ ) от производительности предприятия:

$$K_{уд} = 15,5 + \frac{4}{A}, \text{ долл./т}, \quad (7)$$

$$\mathcal{E}_{уд} = 9 + \frac{1}{A}, \text{ долл./т}, \quad (8)$$

Далее по каждому варианту определены значения чистого дисконтированного дохода (ЧДД) и внутренней нормы доходности (ВНД). Результаты выполненных расчетов приведены в таблице 1:

**Таблица 1: Сравнение вариантов глубины карьера по критериям ЧДД и ВНД**

Глубина карьера	Вариант I	Вариант II	Вариант III	Вариант IV	Вариант V
	160 м	180 м	190 м	200 м	220 м
Отметка, м	+80	+60	+50	+40	+20
ЧДД, USD	177.820.377	184.533.746	187.800.970	178.470.836	174.760.389
ВНД, %	31,64	27,22	24,49	27,24	30,50

На основании сравнения пяти вариантов глубины карьера Син-Куен установлено, что наиболее приемлемым является третий вариант, глубина которой составляет 190 м. Несмотря на то, что этот вариант имеет наименьшее значение ВНД, он обладает максимальным показателем ЧДД и может считаться оптимальным.

**В третьей главе** предложена методика обоснования рациональной технологии горных работ при переходе от открытой к подземной разработке меднорудных месторождений Вьетнама, включающая выбор рациональной схемы вскрытия и системы разработки подкарьерных запасов месторождения. Последовательность выбора оптимального варианта технологической схемы перехода к подземным горным работам показана на рис. 5.

Характерной особенностью схем вскрытия при разработке подкарьерных запасов является возможность использования выработанного пространства карьера, что позволяет не только сократить сроки их вскрытия, но и уменьшить объемы горно-проходческих работ. При этом для последующей

крупномасштабной подземной разработки характерно сочетание наклонных (или горизонтальных) вспомогательных выработок, пройденных с бортов или дна карьера, и вертикальных (реже наклонных) стволов, проходимых с поверхности. В этом случае вертикальные стволы выполняют основную функцию – подъем руды, а наклонные выработки, пройденные из карьера, используются для вентиляции, спуска крупного самоходного оборудования, доставки материалов и других целей.



Рис. 5. Схема оптимизации комбинированной геотехнологии при переходе от открытых к подземным горным работам.

На основании анализа горно-геологических условий и современного состояния карьера наиболее приемлемыми вариантами вскрытия подкарьерных запасов месторождения Син-Куен являются:

- вскрытие вертикальными стволами, пройденными за границами зоны сдвига горного массива с подземной разработкой системой с обрушением вмещающих пород (вариант 1);
- вскрытие наклонными съездами пройденными с бортов карьера с отметки +100 м. При этом необходимо поддерживать борта карьера в устойчивом состоянии. Поддержание выработанного пространства и бортов карьера в устойчивом состоянии предлагается с применением камерной системы разработки с оставлением охранных целиков (вариант 2);
- проведение вскрывающих выработок из карьерного пространства для разработки переходной зоны с целью сокращения времени перехода от открытой разработки месторождения к подземной. Прибыль, полученную от добычи руды в переходной зоне, может быть инвестирована в строительство подземного рудника. В этом случае руду, добытую в камерах, до момента ввода в эксплуатацию шахтных стволов предлагается вывозить через карьер (вариант 3).

При отработке подкарьерных запасов, как правило, не ограничиваются применением какого-либо одного класса или группы систем разработки, а применяют несколько их вариантов в зависимости от изменения горно-технических условий, этапа разработки месторождения и характера перехода к подземным горным работам. При выборе систем подземной разработки предлагаем использовать метод исключений, основанный на классификации академика М.И. Агошкова.

На многих рудниках мира с целью сократить время перехода от открытой разработки месторождения к подземной временные вскрывающие выработки проходят из карьерного пространства. До ввода в эксплуатацию шахтных стволов руду, добытую подземным способом, можно вывозить на поверхность через карьер. При этом прибыль, полученная от добычи руды в переходной зоне, может быть инвестирована в строительство подземного рудника. Чаще всего, в переходной зоне используют системы разработки с закладкой, которые экономически оправданы только при высокой ценности руды. Для отработки руд рядовой ценности месторождения Син-Куен предложена камерная система разработки с поддержанием выработанного пространства и бортов карьера в устойчивом состоянии временными рудными целиками.

Расчет капитальных затрат на вскрытие подземного рудника выполнен по данным «Конструкции и нормы при строительстве горного предприятия» Министерства Промышленности Вьетнама (утв. приказом № 3031/QD-NLDK, 15/11/2004г.). Он включает капитальные затраты на: проведение стволов, проведение квершлагов и строительство околоствольных выработок.

Также учтено, что при комбинированной разработке большое количество наземных сооружений и оборудовании строится для совместного использования карьером и подземным рудником. Затраты на строительство

новых промышленных сооружений и оборудования для подземного рудника ориентировочно были приняты равными 50% стоимости ранее построенных сооружений. Расходы на эксплуатацию вскрывающих горнокапитальных выработок включают затраты на: поддержание стволов; поддержание квершлагов; откатку руды по квершлагам; подъём руды по стволам; водоотлив; проветривание.

Экономическое сравнение вариантов системы разработки по методике проф. В.А.Симакова выполняется на основе подсчета прибыли, получаемой при отработке 1 т балансовых запасов. Следует заметить, что полученные таким образом результаты могут быть использованы лишь для сравнения вариантов между собой, а не для реальной экономической части проекта горного предприятия. Результаты оценки по современным экономическим критериям эффективности с учетом ставки дисконтирования ( $i = 8\%$ ) за весь срок существования подземного рудника приведены в таблице 2.

**Таблица 2: Результаты сравнения вариантов вскрытия**

Наименование	Вариант I	Вариант II	Вариант III
ЧДД	83.236.899	61.324.455	87.760.547
$T_{од}$	7,3	3,1	6,5
ИД	1,4	1,36	1,39
ВНД	33,7	35,5	34,3

Результат расчетов экономического сравнения вариантов показал, что при переходе от открытого к подземному способу разработки месторождения Син-Куен рекомендуется применять третий вариант. Несмотря на то, что этот вариант имеет  $T_{од}$ , ИД и ВНД меньше, чем у второго варианта, он обладает максимальным показателем ЧДД и может считаться самым рентабельным.

**В четвертой главе** представлена методика геомеханического обоснования параметров камерной системы разработки переходной зоны под дном карьера на примере месторождения Син-Куен, включающая оценку свойств трещиноватого массива, его природное напряженное состояние, расчет допустимых обнажений вмещающих пород в камерах, размеров междукамерных и междуэтажных целиков и уровень потерь руды в них.

Для определения допустимых размеров камер и целиков необходимо определить упругие и прочностные свойства массива и его природное напряженное состояние. Имеющиеся данные о механических свойствах руд и пород получены только на образцах. Они показывают, что свойства руды и вмещающих пород близки между собой, поэтому можно использовать анизотропную модель массива со средними свойствами: удельный вес  $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$ , модуль упругости  $E = 75000 \text{ МПа}$ , коэффициент Пуассона  $\nu = 0,2$ ; прочность на растяжение  $\sigma_p = 20 \text{ МПа}$ ; прочность на одноосное сжатие  $\sigma_{сж} = 200 \text{ МПа}$ .

Оценка качества трещиноватого массива произведена с помощью рейтинга З. Бенявского *RMR (Rock Mass Rating)*. Переход от свойств пород в образцах к свойствам трещиноватого массива выполнен по методике Э. Хука с помощью геологического индекса прочности массива *GSI (Geological Strength Index)* и программы *RocLab*. По известным свойствам пород в образцах, характеру

трещиноватости массива с  $GSI = RMR - 5 = 59$  определены свойства трещиноватого массива: модуль деформации  $E_m = 12000$  МПа, прочность на растяжение  $\sigma_{pm} = 0,2$  МПа; прочность на одноосное сжатие  $\sigma_m = 41,7$  МПа; сцепление  $C_m = 11,0$  МПа; угол внутреннего трения  $\varphi = 34^\circ$ .

Природное напряженное состояние массива на руднике Син-Куен определено по методике реконструкции направлений действия тектонических напряжений М.В. Гзовского и с использованием данных международного проекта World Stress Map. По имеющимся тектонофизическим данным установлено, что максимальные тектонические напряжения  $\sigma_1 = \lambda_1 \gamma H$  действуют по простиранию рудных тел с азимутом  $300 \div 320^\circ$ , а минимальные горизонтальные напряжения  $\sigma_3 = \lambda_3 \gamma H$  – вкрест простирания. Вертикальные (гравитационные) напряжения  $\gamma H$  являются промежуточными по величине.

Величины главных напряжений на глубине  $H$  для тектонического режима сдвига определены по формулам теории предельного равновесия (Э.Н. Работа, И.М. Батугина):

$$\sigma_1 = \frac{\beta \cdot \gamma H + \nu \sigma_m}{\nu(1+\beta)} = \frac{\beta + (\nu \sigma_m / \gamma H)}{\nu(1+\beta)} \cdot \gamma H = \lambda_1 \cdot \gamma H \quad (9)$$

$$\sigma_2 = \gamma H \quad (10)$$

$$\sigma_3 = \frac{\gamma H - \nu \sigma_m}{\nu(1+\beta)} = \frac{1 - (\nu \sigma_m / \gamma H)}{\nu(1+\beta)} \cdot \gamma H = \lambda_3 \cdot \gamma H \quad (11)$$

$$\beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (12)$$

Для горно-геологических условий месторождения Син-Куен, по приведенным выше формулам получены следующие коэффициенты бокового давления: по простиранию рудной зоны -  $\lambda_1 = 3,7$  и вкрест простирания -  $\lambda_3 = 0,9$ . Данные оценки коэффициентов бокового давления в природном состоянии массива использованы при расчете действующих напряжений в переходной зоне под дном карьера с помощью программы *Phase2*.

В расчете смоделированы: 1) отработка карьера; 2) будущая отработка этажа высотой 60 м с оставлением разделительного целика между дном карьера и подземными камерами высотой 50 м, согласно размерам ячейки при моделировании. Результаты расчета показывают, что максимальные напряжения на стенках камер действуют вертикально и составляют  $\sigma_{max} = 0,4$  МПа. В кровле камер максимальные напряжения действуют горизонтально и достигают  $\sigma_{max} = 3,3$  МПа за счет концентрации напряжений в разделительном целике между открытыми и подземными горными работами.

Допустимые пролеты обнажений для камерных систем разработки определены по методике К. Метьюза (Mathews К.), в которой установлены эмпирические соотношения между свойствами массива, характером его трещиноватости, глубиной разработки. Все геомеханические условия добычи сведены к показателю устойчивости  $N'$ , который определяется по формуле:

$$N' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times A \times B \times C \quad (13)$$

где  $RQD$  – качество массива по выходу кусков керна длиной больше 0,1 м;  $J_n$  – показатель количества систем трещин;  $J_r$  – показатель шероховатости

трещин;  $J_a$  – показатель сцепления поверхностей трещин;  $A$  – коэффициент, учитывающий соотношение прочности массива и действующих напряжений на контуре камер;  $B$  – коэффициент, учитывающий ориентацию нарушений (трещин);  $C$  – коэффициент, учитывающий угол падения (наклон) поверхности обнажения (висячего и лежащего боков камер).

Для условий месторождения Син-Куен по результатам натуральных наблюдений принимаем:  $RQD = 65\%$ ;  $J_n = 6$  (имеются две системы трещин плюс случайные);  $J_r = 2$  (для шероховатых нерегулярных трещин);  $J_a = 4$  (размягчающийся глинистый заполнитель типа милонита, каолина, слюды, талька, хлорита, графита). Коэффициенты  $A$ ,  $B$ ,  $C$  определены по графикам К. Метьюса. По результатам расчетов, проведенных с помощью программ *Roclab* и *Phase2*, и по характеристикам трещиноватости массива месторождения Син-Куен, получены значения  $A = 1$ ;  $B = 0,2$ ;  $C = 8$ . Тогда по формуле (13) для условий добычи руды под дном карьера Син-Куен показатель устойчивости пород равен  $N' = 9$ .

Геометрия обнажений пород в камерах в зарубежной литературе описывается гидравлическим радиусом  $R$ , который представляет собой эквивалентный полупролет камер, и определяется как отношение площади обнажения  $F$  к его периметру  $p$ . Для вертикальных обнажений бортов камер с пролетами по падению  $a$ , по простиранию  $b$  гидравлический радиус (эквивалентный полупролет) равен:

$$R = \frac{F}{p} = \frac{a \cdot b}{2(a+b)} \quad (14)$$

Для оценки устойчивости обнажений пород в камерах используем график по пополненным данным Мавдеслея, показанный на рис. 6. По вычисленному показателю устойчивости  $N$  по графику находим: вертикальные обнажения пород в бортах камер сохраняют устойчивость при гидравлических радиусах до  $R = 7,5$  м.

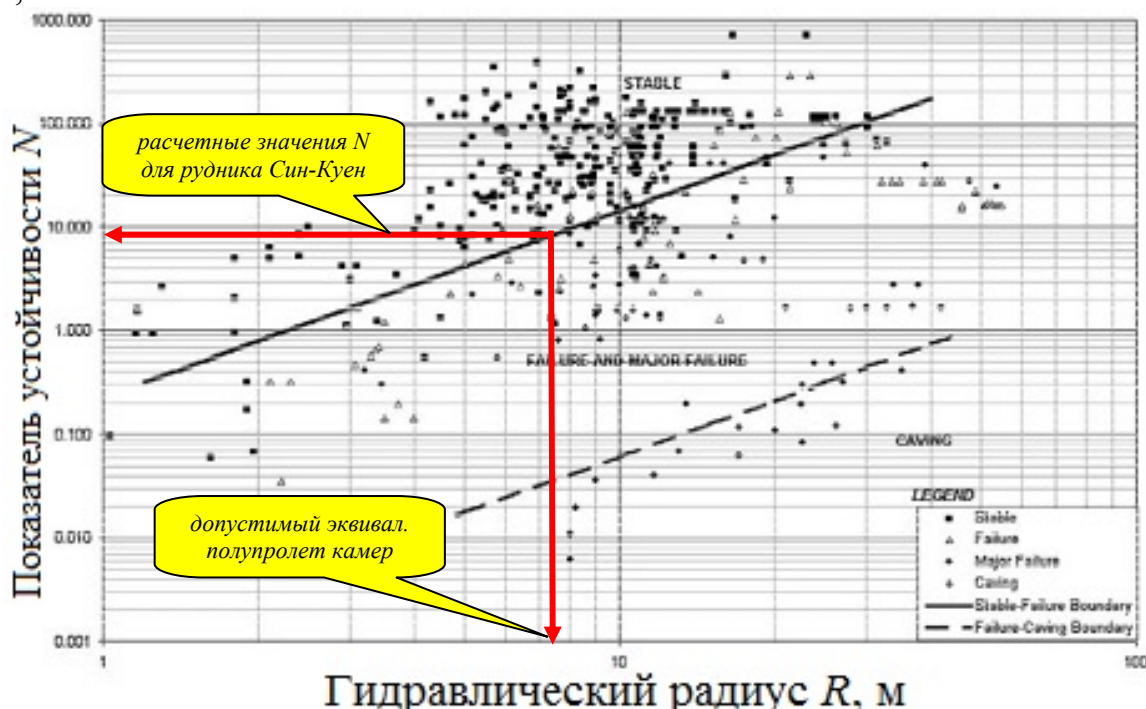


Рис. 6. Определение допустимого значения эквивалентного полупролета камер по графику Мавдеслея



Если для месторождения Син-Куен принять высоту этажа (пролет камер по падению)  $a = 60$  м, тогда допустимый пролет камер по простиранию можно найти по формуле:

$$b = \frac{2a \cdot R}{a - 2 \cdot R} = 20 \text{ м} \quad (15)$$

При разработке крутопадающих залежей междукамерные и междуэтажные целики (МКЦ и МЭЦ) ограничивают смещения пород лежащего и висящего боков в сторону выработанного пространства, которые по результатам расчетов близки к горизонтальным. Поэтому нагрузки на МКЦ и МЭЦ формируются за счет горизонтальной конвергенции вмещающих пород. Следовательно, расчет размеров рудных целиков необходимо вести по условию действия горизонтального давления в массиве вкост простирания рудной зоны  $\lambda_3 \gamma H$ . Тогда действующие в рудных целиках горизонтальные напряжения можно определить по известным формулам:

$$\text{- в МЭЦ:} \quad \sigma_d = \gamma H \cdot \frac{a+x}{x} \cdot (\cos^2 \alpha + \lambda_3 \cdot \sin^2 \alpha) \quad (16)$$

$$\text{- в МКЦ:} \quad \sigma_d = \gamma H \cdot \frac{b+y}{y} \cdot \lambda_3 \quad (17)$$

где  $x$  и  $y$  – ширина МЭЦ и МКЦ;  $\lambda_3$  – коэффициент бокового давления вкост простирания рудных залежей;  $\alpha$  – угол падения рудных тел. Для крутопадающих месторождений при  $\alpha \rightarrow 90^\circ$  в формуле (16) можно принять:

$$(\cos^2 \alpha + \lambda_3 \cdot \sin^2 \alpha) \rightarrow \lambda_3.$$

Чтобы выработанное пространство сохраняло свою устойчивость без закладки, действующее максимальное напряжение в рудных целиках  $\sigma_d$  должно меньше их прочности:

$$\sigma_d \leq \frac{\sigma_{ц}}{f} \quad (18)$$

где  $\sigma_{ц}$  – прочность целика, для междуэтажного целика:  $\sigma_{ц} = \sigma_m \cdot \frac{x}{m}$ ; для междукамерных целиков:  $\sigma_{ц} = \sigma_m \cdot \frac{y}{m}$ ;  $m$  – мощность рудного тела;  $f$  – коэффициент безопасности (запаса прочности). Тогда, действующие напряжения в рудных целиках не должны превышать величины:

$$\sigma_d \leq \frac{\sigma_m}{f \cdot m} \cdot x \quad (19)$$

Из формул (16) и (17) следует условие:

$$\gamma H \lambda \cdot \frac{a+x}{x} \leq \frac{\sigma_m}{f \cdot m} \cdot x \quad (20)$$

$$\gamma H \lambda \cdot \frac{b+y}{y} \leq \frac{\sigma_m}{f \cdot m} \cdot y \quad (21)$$

Отсюда получаем следующие квадратные уравнения для определения параметров междуэтажных и междукамерных целиков:

$$x^2 - (a+x) \cdot \frac{\gamma H \lambda \cdot f \cdot m}{\sigma_m} = 0 \quad (22)$$

$$y^2 - (b+y) \cdot \frac{\gamma H \lambda_3 \cdot f \cdot m}{\sigma_m} = 0 \quad (23)$$

Решая эти уравнения второй степени, получаем следующие формулы для расчета размеров МЭЦ и МКЦ:  $x = \frac{P + \sqrt{P^2 + 4 \cdot P \cdot a}}{2}$ ;  $y = \frac{P + \sqrt{P^2 + 4 \cdot P \cdot b}}{2}$  (24)

$$\text{где} \quad P = \frac{\gamma H \lambda_3 \cdot f \cdot m}{\sigma_m} \quad (25)$$

Для месторождения Син Куен принимаем  $a = 60$  м,  $b = 20$  м,  $\gamma = 2,7$  т/м<sup>3</sup>,  $H = 400$  м,  $\lambda_3 = 0,9$ ,  $m = 40$  м,  $\sigma_m = 41,7$  Мпа,  $f = 1,2$ . Подставляя в последние формулы вышеуказанные значения получаем  $x = 15$  м,  $y = 9$  м.

Потери руды при камерной системе с оставлением междукамерных и междуэтажных целиков подсчитываются по следующей формуле:

$$\Pi = \frac{[l+(n-1)\cdot x]\cdot b+L\cdot y}{L(b+y)} \quad (26)$$

где  $n$  – число основных горизонтов;  $l$  – толщина разделительного целика под дном карьера;  $L$  – размер переходной зоны по падению.

Для условий рудника Син-Куен уровень потерь руды в целиках составит  $\Pi = 40\%$ . Так как рудная зона представлена множеством рудных тел, то часть поддерживающих целиков будет не рудными, а породными. Поэтому потери руды будут ниже. Кроме того, потери руды в целиках являются временными. Данные целики планируются отрабатываться системой с обрушением, когда подъем руды будет осуществляться по вертикальному стволу. В этом случае уже нет необходимости поддерживать борта отработанного карьера в устойчивом состоянии рудными целиками.

При сравнении камерной системы разработки с другими альтернативными вариантами на стадии предпроектной проработки вариантов, когда высота этажа еще не задана, уровень потерь руды в целиках будет находиться в следующих пределах:

$$1 - \frac{2R'}{2R' + \frac{1+\sqrt{1+8R'}}{2}} \leq \Pi \leq 1 - \left( \frac{4R'}{4R' + \frac{1+\sqrt{1+16R'}}{2}} \right)^2 \quad (27)$$

где  $R' = R/P$  – отношение устойчивого эквивалентного полупролета обнажений вмещающих пород в камерах (гидравлического радиуса) на значение геомеханического параметра (25), характеризующего напряженность и прочностные свойства горного массива.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором исследований содержится новое решение задачи, заключающееся в усовершенствовании методики расчета глубины карьеров, включающей аналитические зависимости и метод экономико-блочного моделирования на ЭВМ с использованием алгоритмов Лерча-Гроссмана и «Floating Stope Optimizer»; в обосновании способа вскрытия и системы подземной разработки подкарьерных запасов руды открытыми камерами с учетом геомеханических характеристик массива месторождения и экономических факторов, что имеет существенное значение для меднорудной промышленности Вьетнама.

Основные научные и практические результаты исследований заключаются в следующем:

1. Представлена формула для определения граничного коэффициент вскрыши с учетом нормы прибыли инвестора и налога на прибыль, применительно к практической деятельности горных предприятий Вьетнама.

2. Процесс оптимизации границы карьера на первоначальной стадии рекомендуется выполнять с помощью аналитического метода проф. Б.П. Юматова с последующим уточнением вариантов методом компьютерного экономико-блочного моделирования геологических запасов месторождения на основе алгоритма Лерча-Гроссмана.

3. Обоснована методика и представлен алгоритм оптимизации границы между открытыми и подземными работами при комбинированной разработке крутопадающих месторождений Вьетнама, основанные на использовании современных экономических критериев эффективности для нахождения оптимального варианта. На основании расчетов по этой методике для месторождения Син-Куен выбрана оптимальная глубина карьера, равная 190 м.

4. Установлены корреляционные зависимости удельных капитальных затрат и себестоимости руды от производительности рудных карьеров Вьетнама.

5. Предложен порядок обоснования рациональной технологии перехода от открытого к подземному способу разработки крутопадающих месторождений.

6. Усовершенствованы расчет капитальных затрат на вскрытие, расчет расходов на эксплуатацию вскрывающих выработок и методика экономического сравнения вариантов системы разработки проф. В.А.Симакова для условий Вьетнама.

7. При переходе от открытого к подземному способу разработки месторождения Син-Куен рекомендуется применять вариант проведения вскрывающих выработок из карьерного пространства для разработки переходной зоны с целью сокращения времени перехода от открытой разработки месторождения к подземной. В переходный период предлагается применять камерную систему разработки с поддержанием карьерного пространства.

8. С помощью базы данных WSM и теории предельного равновесия для месторождения Син-Куен определен характер природного напряжённого состояния, а именно: максимальные тектонические напряжения действуют по простиранию рудных тел с азимутом  $300\div 320^\circ$  ( $\lambda_1 = 3,7$ ), а минимальные горизонтальные напряжения – вкрест простирания ( $\lambda_3 = 0,9$ ), вертикальные (гравитационные) напряжения  $\gamma H$  являются промежуточными по величине.

9. По методикам З.Т. Беньковского, Хука-Брауна определены упругие и прочностные свойства массива горных пород на месторождении Син-Куен: прочность на растяжение – 0,2 МПа; прочность на сжатие – 41,7 МПа; сцепление – 11,0 МПа; модуль деформации массива – 12000 МПа.

10. Для определения размеров рудных МЭЦ и МКЦ на крутопадающих залежах предложена методика, основанная на расчете действующих горизонтальных напряжений, которые формируются в целиках за счет концентрации природных, ориентированных вкрест простирания рудной зоны. Предложена формула оценки уровня потерь руды в целиках.

11. По результатам выполненных расчетов установлены следующие параметры камерной системы разработки при подземной доработке месторождения Син-Куен: высота камера – 60 м, ширина камера по простиранию – 20 м, ширина МЭЦ – 15 м, ширина МКЦ – 9 м, уровень потерь – 40%.

**Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:**

1. Макаров А.Б., Ле Дык Нгуен. Оценка природного напряженного состояния массива месторождения Син-Куен / Маркшейдерский вестник – 2010 – №6 – С.38-42.
2. Ле Дык Нгуен. Геомеханическое обоснование параметров камерной системы разработки для отработки переходной зоны месторождения Син-Куен / Маркшейдерия и недропользование – 2011 – №2.
3. Ле Дык Нгуен. Методика оценки уровня потерь руды в целиках при отработке переходной зоны камерной системы / Известия ВУЗов. Горный журнал – 2011 – №3.
4. Ле Дык Нгуен. Проблемы устойчивого развития горнодобывающей промышленности Вьетнама / Сборник материалов VI международной научно-практической конференции «Наука и новейшие технологии при поисках, разведке и разработке месторождений полезных ископаемых» -М.: РГГРУ – 2010 – С.91-92.
5. Бунин Ж.Б. Ле Дык Нгуен. Методика определение глубины открытых горных работ при комбинированной разработке рудных месторождений / Сборник материалов X международной конференции «Новые идеи в науках о Земле» - М.: РГГРУ – 2011 – Том 2. С.133.

Подписано в печать: 12.05.11

Объем: 1,5 усл.п.л.

Тираж: 70 экз. Заказ № 785

Отпечатано в типографии «Реглет»

119526, г. Москва, пр-т Вернадского,39

(495) 363-78-90; [www.reglet.ru](http://www.reglet.ru)