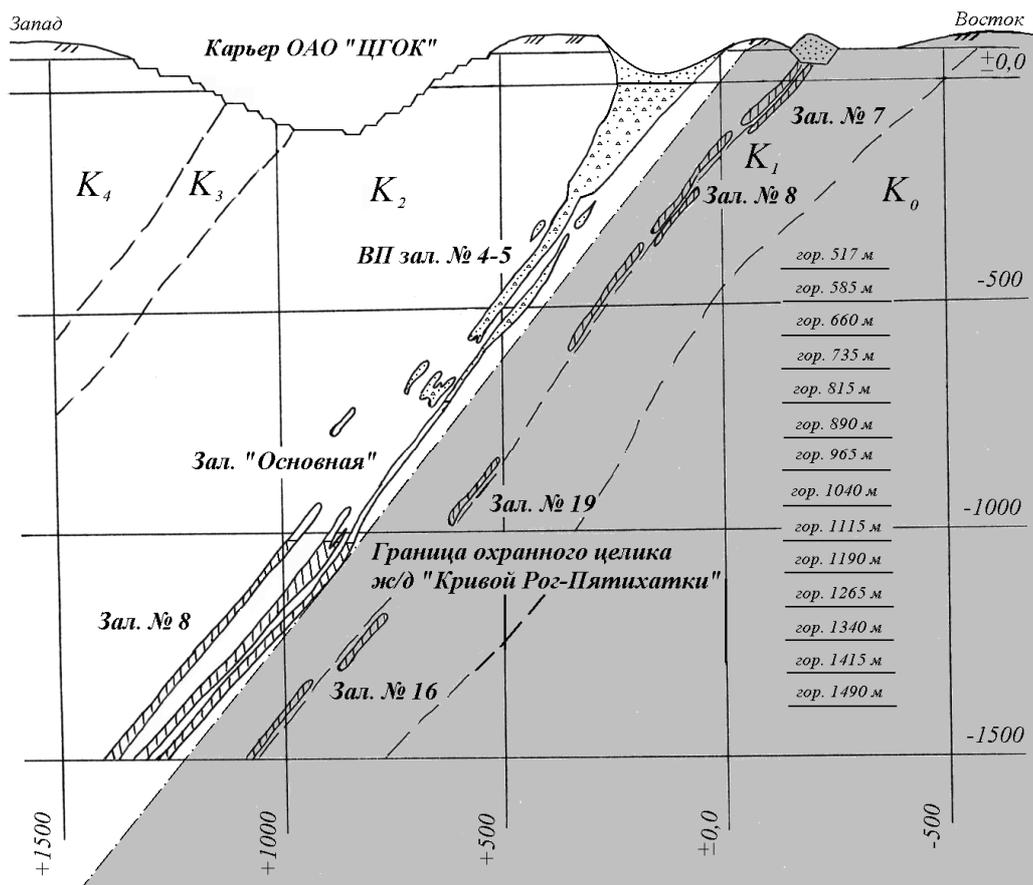


Хоменко О.Е.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ИЗ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ



Министерство образования и науки Украины
Национальный горный университет

О.Е. Хоменко



УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ
ДОБЫЧИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ИЗ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ
(Монография)

Днепропетровск

НГУ

2007

УДК 622.831.244

ББК 33.14

X76

Рекомендовано до друку
вченою радою Національного гірничого університету
(протокол № 2 від 13 квітня 2007 р.)

Рецензенти:

Капленко Ю.П. – д-р техн. наук, проф., зав. каф. підземної розробки родовищ корисних копалин Криворізького технічного університету

Недельський О.Г. – канд. техн. наук, старший науковий співробітник Українського науково-дослідного та проектно-розвідувального інституту промислової технології (м. Жовті Води)

Хоменко О.Є.

X76 Удосконалення технології видобування залізних руд із охоронних ціликів: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2007. – 100 с. – Російською мовою

ISBN 978-350-051-5

Монографія посвячена вопросам обоснования рациональных параметров технологии горных работ в охранных целиках технологических и хозяйственных объектов для конкретных геотехнологических условий Криворожского бассейна. В результате проведенных теоретических, лабораторных и промышленных исследований предложены технологические решения для подготовительных и очистных работ в охранных целиках, учитывающие влияние выработанного пространства шахты.

Для студентов, научно-педагогических и научно-технических сотрудников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций, а также инженерно-технических работников горнорудных предприятий.

Монографія присвячена питанням обґрунтування раціональних параметрів технології гірничих робіт в охоронних ціликах технологічних та господарчих об'єктів для конкретних геотехнологічних умов Криворізького басейну. У результаті проведених теоретичних, лабораторних і промислових досліджень запропоновані технологічні рішення для підготовчих і очисних робіт в охоронних ціликах, що враховують вплив виробленого простору шахти.

Для студентів, науково-педагогічних і науково-технічних співробітників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів та проектних організацій, а також інженерно-технічних робітників гірничорудних підприємств.

Лл. 33. Бібліогр.: 95 назв.

УДК 622.831.244

ББК 33.14

© О.Є. Хоменко, 2007

© Національний гірничий
університет, 2007

ISBN 978-350-051-5

ВВЕДЕНИЕ

За последние 20 лет объемы горно-капитальных работ в Криворожском бассейне снизились до 80%. Поддержание проектных мощностей шахт в условиях истощения вскрытых запасов возможно за счет вовлечения в разработку запасов руд, законсервированных в охранных целиках. До 75% из них являются вскрытыми и находятся выше фронта очистных работ шахт, где интенсивно проявляется влияние выработанного пространства. На сегодняшний день охранные целики технологических (залежи руд) и народно-хозяйственных (река, железная дорога) объектов концентрируют свыше 26% запасов бассейна, что составляет более 164 млн. тонн богатых руд.

Отработка до 70% запасов железных руд на шахтах Кривбасса производится при помощи камерных систем разработки. Вопросами разработки крутопадающих залежей камерными системами занимались П.А. Абашин, С.Г. Борисенко, Ю.П. Капленко, В.М. Кучер, В.Ф. Лавриненко, Г.М. Малахов, А.Г. Недельский, И.Д. Ривкин, Г.Т. Фаустов, М.Б. Федько, В.В. Цариковский и другие. В большинстве случаев исследователи учитывали влияние выработанного пространства на технологические параметры камерных систем разработки. Однако отсутствие комплексного исследования выработанного пространства не позволило учесть новых геотехнических условий, сложившихся в Криворожском бассейне при добыче руд из охранных целиков.

Параметры конструктивных элементов камерных систем разработки, определяемые в Кривбассе по инструкциям Государственного предприятия «Научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Кривой Рог), не учитывают особенностей поведения массива горных пород при отработке запасов выше фронта очистных работ шахты. Помимо этого, не создана технология крепления подготовительных выработок, параметры которой учитывали бы влияние выработанного пространства шахты.

Выбор траектории заложения и способа крепления подготовительных выработок, а также определение параметров конструктивных элементов камерных систем разработки без достаточного научного обоснования способствуют снижению безопасности горных работ, повышению себестоимости добычи руды и снижению темпов отработки запасов охранных целиков. Таким образом, решение задачи обоснования рациональных параметров технологии добычи руд из охранных целиков, находящихся под влиянием выработанного пространства шахты, является актуальным заданием на современном этапе развития горно-металлургического комплекса Украины.

Автор считает своим долгом выразить благодарность научному руководителю, заслуженному деятелю науки и техники Украины, доктору технических наук, профессору, действительному члену Академии Инженерных наук Украины и Международной академии наук по экологии и безопасности жизнедеятельности, заслуженному профессору Национального горного университета Колоколову Олегу Васильевичу за помощь и ценные советы при написании монографии.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1. Состояние запасов руды в охранных целиках объектов Криворожского бассейна

На сегодняшний день охранные целики технологических и народно-хозяйственных объектов концентрируют до 26% запасов бассейна, что составляет более 164 млн. тонн богатых руд. Консервация запасов железных руд в охранных целиках произведена на четырех шахтах Криворожского бассейна (табл. 1.1) [1].

Таблица 1.1

Характеристика запасов руд в охранных целиках объектов Кривбасса

Объединение	Шахта	Залежь	Пром. запасы, млн. т	Охраняемый объект	Содержание железа в руде, %
ОАО «ИнГОК»	«Центральная»	Восточное крыло	146,34	река Ингулец	56,0
ОАО «КЖРК»	«Октябрьская»	1-й Саксаганский пласт	7,80	Железная дорога министерства транспорта Украины	56,4
ОАО «Сухая балка»	«Юбилейная»	«Главная», «Гнездо 1», «Гнездо 2»	4,242	Залежь «Северная», «Южная»	55,9
ОАО «КЖРК»	им. Ленина	«8П», «4П», «В оси-150»	14,50	Залежь «Пужмерки-Магнетитовая»	56,5

В поле шахты «Центральная» открытого акционерного общества «Ингулецкий горно-обогатительный комбинат» расположен охранный целик реки Ингулец, в котором находится залежь Восточного крыла (рис. 1.1). Залежь состоит из 4-5 рудных тел, залегающих в Саксаганской свите (K_2), на контакте верхней (PR_{1sx3}) и средней (PR_{1sx2}) подбит. Рудные тела залежи представлены рыхлой гематитово-магнетитовой рудой с низкой устойчивостью. Содержание железа в руде при прочности 20-30 МПа составляет 51-64%. С распространением залежи на север содержание железа в руде уменьшается до 58-60%, а прочность возрастает до 40-80 МПа. Висячий бок залежи представлен гематит-мартиновыми джеспилитами прочностью 60-120 МПа. Лежачий бок представлен слабыми глинисто-охристыми сланцами, а ниже глубины 600 м в основном карбонато-кварцевыми породами прочностью 60-120 МПа. Залегание руды и вмещающих пород согласное под углом 60-90°. Горизонтальная мощность рудных тел колеблется от 4 до 20 м.

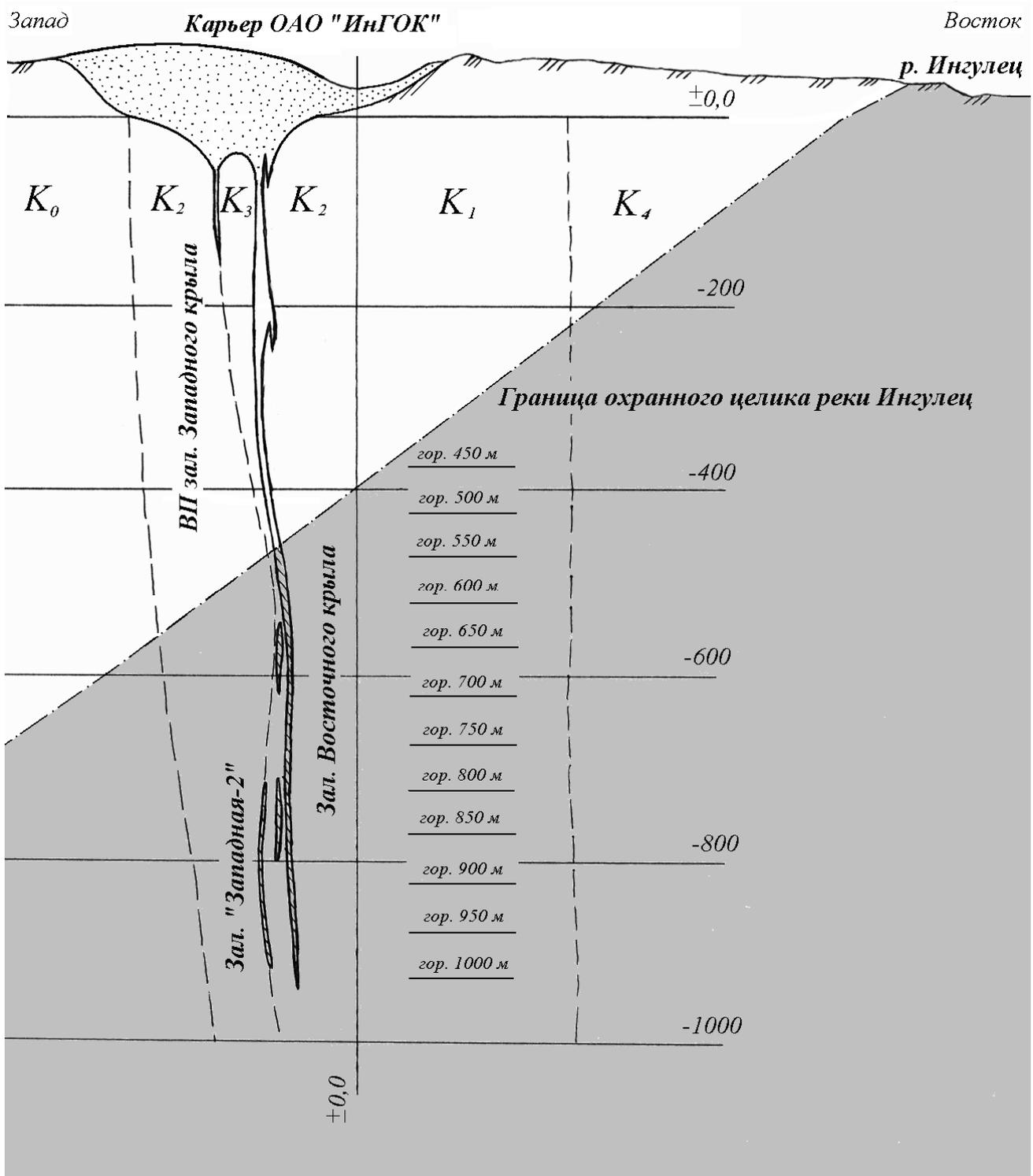


Рис. 1.1. Геологический разрез охранного целика реки Ингулец по 59-й маркшейдерской оси шахты «Центральная» ОАО «ИнГок»

1:10 000

В шахтном поле шахты «Октябрьская» открытого акционерного общества «Криворожский железорудный комбинат» находится охранный целик железной дороги министерства транспорта Украины «Кривой Рог - Пятихатки» (рис. 1.2). В породах лежачего бока, между Скелеватской (K_1) и Саксаганской (K_2) свитами располагаются залежи 1-го Саксаганского пласта. Залежи представлены мартиновыми рудами прочностью 70-90 МПа и железо-сланцево-мартиновыми рудами прочностью 40-60 МПа. Рыхлые слабоустойчивые руды приурочены к торцевым частям залежей, а так же к висячему и лежащему бокам. Висячий бок залежей представлен гетито-гематито-мартиновыми роговиками прочностью 20-50 МПа. Лежачий бок залежей сложен гетито-гематитовыми роговиками и джеспилитами прочностью 50-90 и 100-120 МПа. Угол падения залежей 45-65°. Колебание горизонтальной мощности по залежам от средней до мощной.

На северном и южном флангах поля шахты «Юбилейная» открытого акционерного общества «Сухая Балка» располагаются охранные целики залежей бедных руд «Северная» и «Южная» (рис. 1.3). Запасы законсервированы в интервале этажей 1100-1260 м, севернее 227-й оси и представлены тремя залежами богатых руд – «Главная», «Главная-висячая пачка» и «Гнездо 1-2» и южнее 54-й оси залежи «Главная».

Залежь «Главная» расположена в пятом железистом горизонте (K^{5f}_2) Саксаганской свиты (K_2) и имеет пластообразную форму. Севернее 223-й оси пластообразное рудное тело за счет склонения его на север превращается в «слепое». Залежь сложена рудой мартиновой средней устойчивости с прочностью 50-60 и 70-80 МПа. Горизонтальная мощность залежи колеблется от 14 до 22 м. Угол падения залежи 55°. Висячий бок залежи представлен джеспилитами прочностью 140-160 МПа. Угол падения пород висячего бока 55-65° с содержанием железа до 42,94%. Залежь «Главная-висячая пачка» расположена в осях 222-238 и представляет собой «слепое» рудное тело мощностью 10-12 м и длиной 120-130 м. Руда по физико-механическим свойствам подобна руде залежи «Главная». Мощность промежуточной толщи между залежами «Главная» и «Главная-висячая пачка» колеблется от 20 до 30 м. Сложена она джеспилитами прочностью 140-160 МПа. Висячий бок залежи представлен гетито-гематитовыми роговиками прочностью 70-90 МПа.

Залежь «Гнездо 1-2» расположена в шестом железистом горизонте (K^{6f}_2) Саксаганской свиты (K_2) в осях 222-338. Она представляет собой «слепое» рудное тело мощностью 8-10 м и длиной 90-120 м и сложена рыхлыми и слабоустойчивыми мартиновыми рудами. Колебание прочности руды от 40 до 100 МПа. Мощность промежуточной толщи между залежами «Гнездо 1-2» и «Главная-висячая пачка» колеблется от 40 до 60 м. Сложена она гетито-гематитовыми роговиками и джеспилитами прочностью 90-100 МПа. Висячий бок залежи представлен прочными джеспилитами, залегающими под углом 55°. Содержание железа в породах висячего бока 37,96%. На расстоянии 60-250 м от залежей богатых руд в висячем боку залегают охраняемые магнетитовые кварциты. Их мощность колеблется от 80 до 250 м, а прочность от 140 до 160 МПа. Угол падения налегающих пород составляет 50-70°, а пород лежачего бока 40-60°.

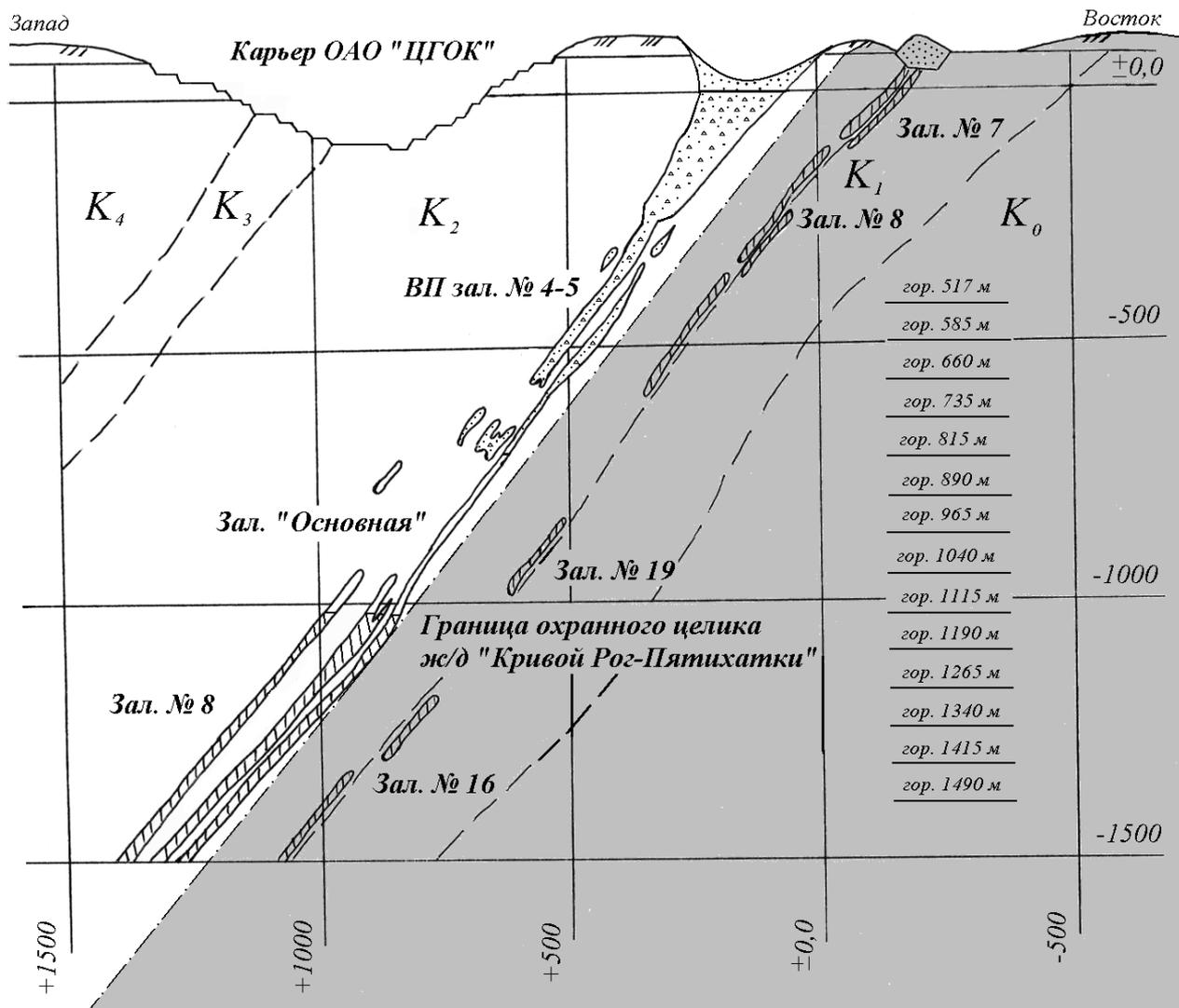


Рис. 1.2. Геологический разрез охранного целика железной дороги «Кривой Рог-Пятихатки» по 91-й маркшейдерской оси шахты «Октябрьская» ОАО «КЖРК»

1:20 000

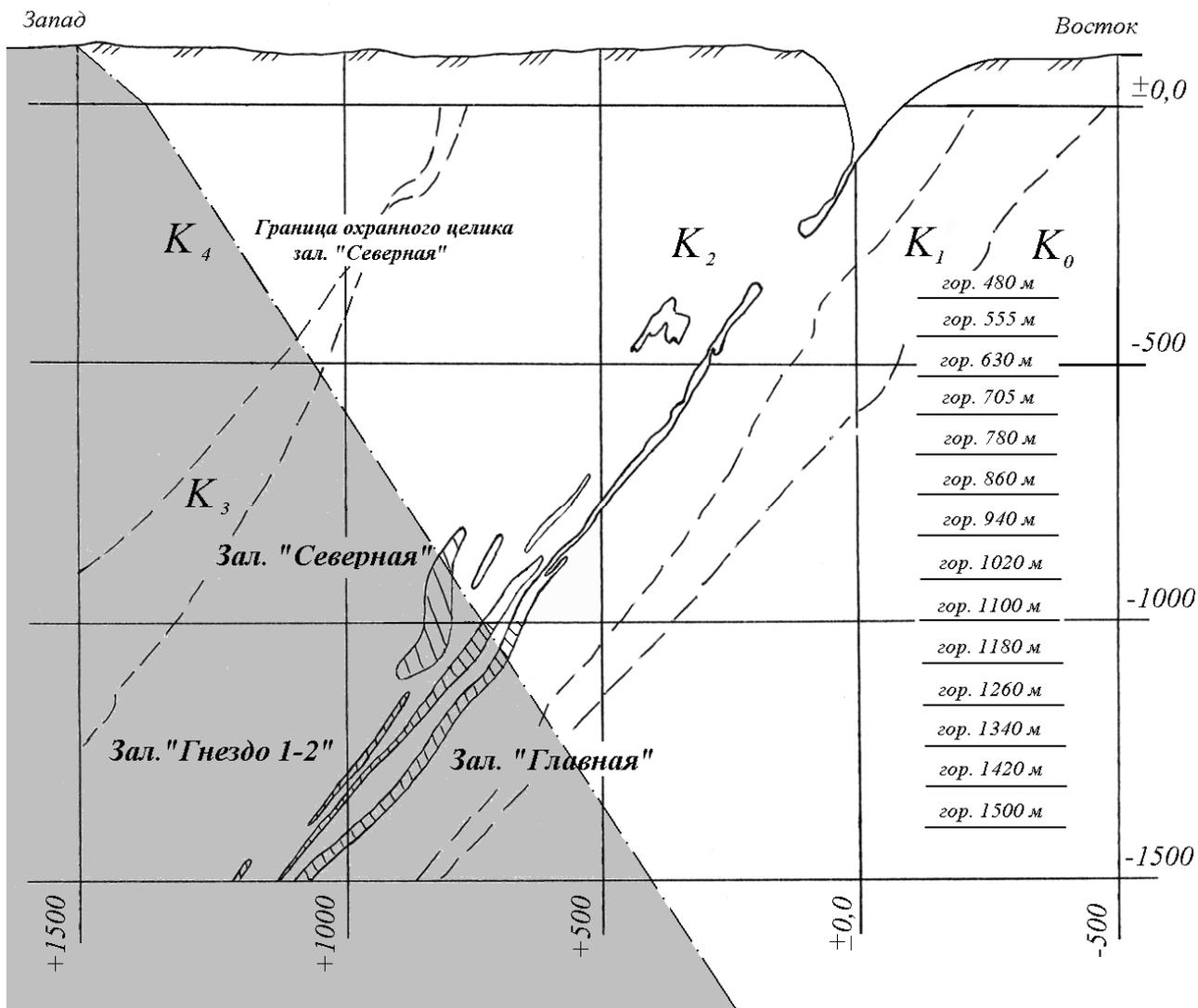


Рис. 1.3. Геологический разрез охранного целика залежи «Северная» по 230-й маркшейдерской оси шахты «Юбилейная» ОАО «Сухая Балка»

1:20 000

На северном фланге поля шахты им. Ленина открытого акционерного общества «Криворожский железорудный комбинат» находится охранный целик залежи бедных руд «Пужмерки-Магнетитовая» (рис. 1.4). В ее лежащем боку находится залежь богатых руд «8П». Залежь «8П» расположена в шестом железистом горизонте (K_2^{5f}) Саксаганской свиты (K_2) в осях 150-210. Она представляет собой рудный столб мощностью от 5 до 22 м с углом падения $50-60^\circ$, характеризующимся наличием раздувов и пережимов. Залежь сложена гематит-мартитовыми, мартитовыми, гетито-магнетито-гематитовыми и гематито-магнетитовыми рудами. Мягкие пористые руды прочностью 20-60 МПа составляют большую часть залежи.

Руды прочностью 150-180 МПа залегают в приконтурной с джеспилитами зоне висячего бока. Они занимают четвертую часть рудной площади залежи, протянувшись с юга на север до 170-й оси. Слабые, малоустойчивые, тонкозернистые руды имеют прочность 160 МПа. Они, как правило, не содержат цементирующих материалов и обладают крайне низкой водоотдачей и сильно обводнены.

Висячий бок залежи сложен слаботрещиноватыми и устойчивыми джеспилитами прочностью 160-180 МПа. Лежачий бок представлен средне-трещиноватыми, среднеустойчивыми гетито-гематито-мартитовыми кварцитами прочностью 100-140 МПа и хлористо-биотитовыми сланцами прочностью 80-100 МПа.

По результатам анализа состояния запасов руды в охранных целиках на шахтах Криворожского бассейна можно сделать следующие *выводы*:

1. Запасы руды в охранных целиках на шахтах Кривбасса представлены в таком соотношении: 81% на шахте «Центральная», 9% на шахте им. Ленина, 7% на шахте «Октябрьская» и 3% на шахте «Юбилейная». Прогнозируемый порядок вовлечения в разработку запасов шахтами следующий: шахты им. Ленина, «Юбилейная», «Октябрьская» и «Центральная».

2. Запасы руды в охранных целиках на шахтах Кривбасса представлены пластообразными залежами (до 90%). Горизонтальная мощность колеблется от 2 до 25 м, длина – 100-450 м и распространение залежей на глубину более 3000 м. Следовательно, отработка запасов богатых руд второй ступени вскрытия будет так же сопровождаться вовлечением в разработку запасов охранных целиков.

3. Около 84% запасов руд охранных целиков примыкает к выработанному пространству (далее ВП), а остальная часть запасов отделена от него промежуточными породными толщами (рис. 1.5). До 74% запасов руды в охранных целиках располагается выше фронта очистных работ шахт, а 26% – ниже. Это говорит о том, что около 26% запасов руды располагается аналогично основным запасам Кривбасса, а 74% – нет. Следовательно, влияние ВП на 3/4 запасов руды охранных целиков не изучено и не регламентировано официально действующей документацией по определению технологических параметров камерных систем разработки в Криворожском бассейне.

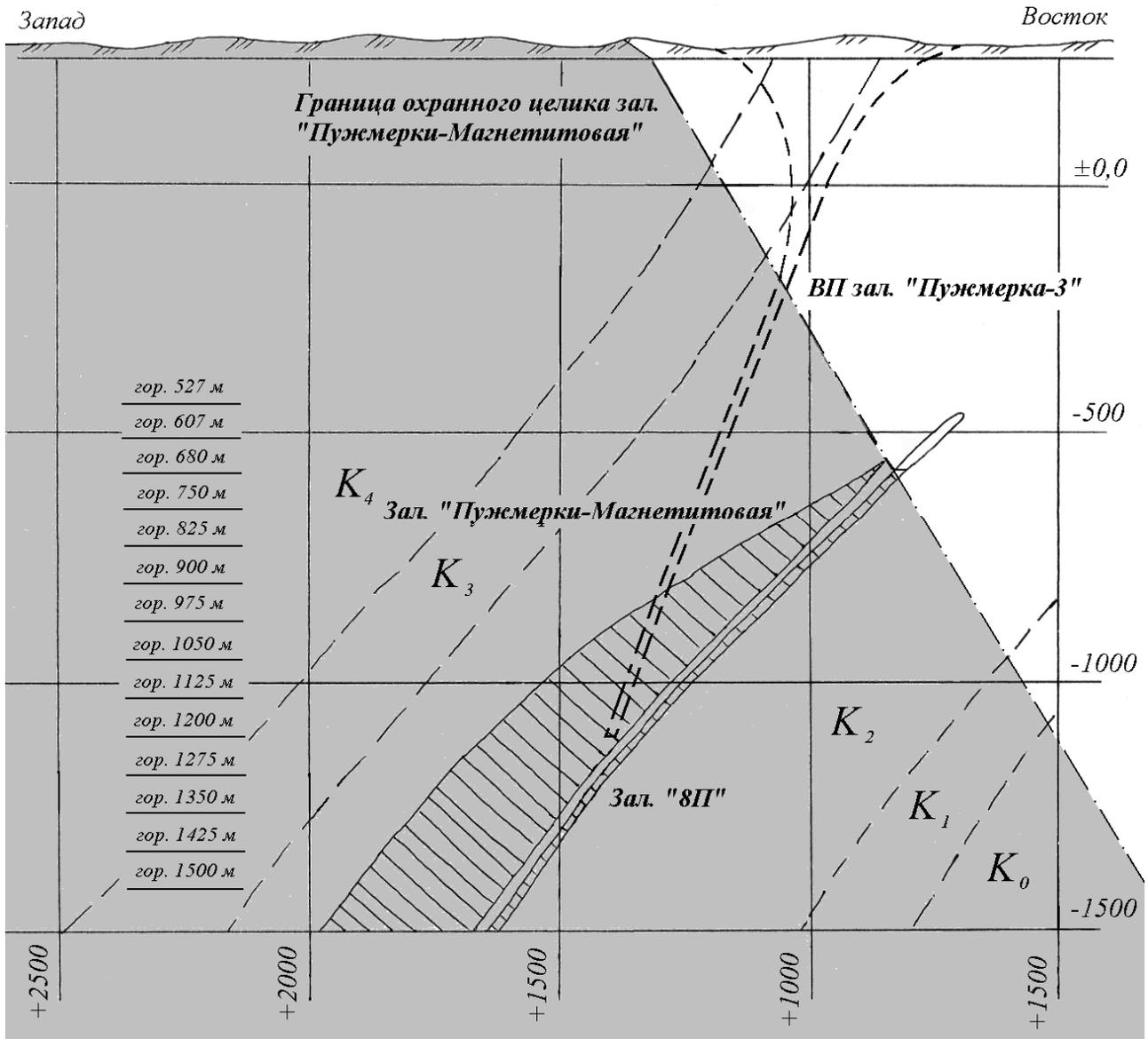


Рис. 1.4. Геологический разрез охранного целика залежи «Пужмерки-Магнетитовая» по 180-й маркшейдерской оси шахты им. Ленина ОАО «КЖРК»

1:20 000



Рис. 1.5. Залегание руд в охранных целиках Криворожского бассейна по отношению к выработанному пространству шахт

Примечание: 1-му % запасов соответствует 1,65 млн. тонн богатой руды.

4. Пространственная ориентировка запасов руды в охранных целиках на шахтах Кривбасса (71% запасов сосредоточен на флангах, 21% на границе висячего и лежачего боков, 7% в породах лежачего бока и 1% в породах висячего бока) говорит о необходимости исследования влияния ВП на массив горных пород, расположенный на флангах, в висячем и лежачем боках и на их границе у торца ВП.

5. Взаимное расположение отработанных залежей (ВП) и запасов залежей охранных целиков характеризуется как сближенное. При этом 83% запасов сосредоточено в последовательных сближенных залежах, а 17% – в параллельных сближенных залежах. Эти данные обуславливают необходимость анализа работ в области разработки крутопадающих сближенных залежей.

1.2. Особенности применения в Криворожском бассейне традиционных систем разработки

Криворожский бассейн концентрирует в своих недрах уникальные запасы разнообразных полезных ископаемых. Отработка залежей железных руд системами без поддержания налегающих пород висячего бока приводит к образованию ВП, в зоны влияния которых попадают запасы разнообразного минерального сырья. Это законсервированные в охранных целиках богатые и бедные руды, попутные полезные ископаемые, строительные материалы и др. (рис. 1.6). Граничащее с охранными целиками ВП формируется за счет полной либо частичной отработки продуктивных залежей Криворожского бассейна.

Выработанное пространство шахты «Центральная» ОАО «ИнГОК» представлено системой пустот, частично заполненных обрушенными породами. Оно образовано за счет отработки залежей «Замыкания» и Западного крыла и распространяется на глубину 850 м (см. рис.1.1). Месторождение Ингулецкого горно-обогатительного комбината отрабатывалось комбинированным способом – с помощью шахты и двумя карьерами. Запасы шахтного поля отрабатывались системами подэтажного обрушения руды и налегающих пород. Применялась бесцеликовая схема отработки с самообрушением (50%), а также с принудительным обрушением и отбойкой руды вертикальными веерами глубоких скважин (вариант «закрытый веер») – 50%. Высота обрабатываемого подэтажа составляла 50 м. Сдвигение налегающих пород распространяется до поверхности. Залежь «Замыкания» находится в южной части шахтного поля и сложена мартитовой рудой прочностью 60-80 МПа. Вмещающими породами залежи являются мартитовые, гематит-мартитовые джеспилиты, залегающие в висячем и лежащем боках залежи. Прочность джеспилитов колеблется от 60 до 120 МПа. Непосредственно у контакта с рудой в пределах маркшейдерских осей 4-18 джеспилиты выщелочены и их прочность составляет 40-50 МПа. К северу от 25-й маркшейдерской оси залежь «Замыкания» переходит в залежь Восточного крыла и залежь Западного крыла. Залежь Западного крыла не выдержана по простиранию и падению, и представлена в виде отдельных линз. Она сложена мартитовой рудой с прочностью 40-60 МПа. Висячий бок представлен глинисто-охристыми сланцами прочностью 40-60 МПа, а лежащий бок – джеспилитами с прочностью 60-120 МПа.

Выработанное пространство шахты «Октябрьская» ОАО «КЖРК» представлено системой пустот, заполненных сухой закладкой до горизонта 815 м. Его образование обусловлено отработкой до горизонта 1115 м залежей № 1, № 2 Б, № 4-5, № 7, № 8, № 12, «139 оси», «Основная», «Северная Червоная» (см. рис. 1.2). Запасы залежей на шахте «Октябрьская» отрабатываются этажно-камерными (29%) и подэтажно-камерными (71%) системами разработки с отбойкой руды вертикальными веерами глубоких скважин на горизонтальную подсечку. Высота обрабатываемого этажа составляет 75 м. Обрушение пород висячего бока происходило с горизонта 815 м с отставанием от фронта очистных работ. Сдвигение коренных пород отсутствует на глубинах 0-815 м. На глубинах 815-1115 м наблюдается частичное разрушение вмещающих пород вокруг ВП. Углы сдвижения и разрыва пород по простиранию соответствуют 80°, а для пород висячего и лежащего боков 60°.

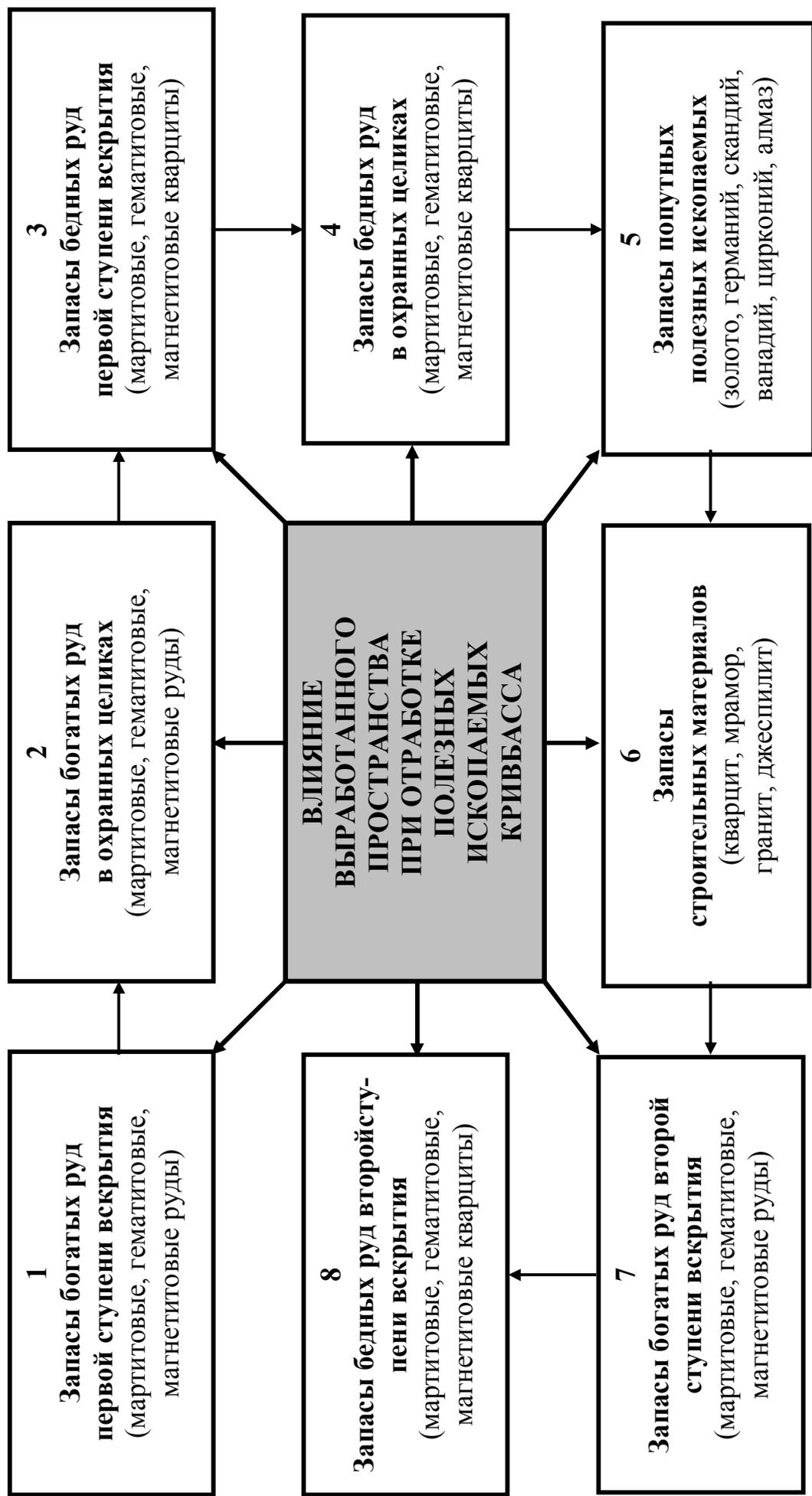


Рис. 1.6. Характеристика и порядок отработки полезных ископаемых в Криворожском бассейне

Залежи представлены маргитовыми рудами прочностью 50-70 МПа (70%), маргитовыми рудами прочностью 70-90 МПа (25%) и рыхлыми маргитовыми рудами прочностью 40-60 МПа (5%). Угол падения рудных залежей 40-55°. Висячий бок рудных залежей представлен гетито-гематитовыми роговиками прочностью 20-50 МПа и глинисто-охристыми сланцами прочностью 10-30 МПа. Лежащий бок рудных тел представлен несколькими разновидностями пород, зависящими от места расположения. Для залежей пятого железистого горизонта подстилающими породами служат гетито-гематитовые роговики пятого сланцевого горизонта прочностью от 70-90 до 100-120 МПа. Для залежей шестого железистого горизонта подстилающими породами служат гетито-гематитовые роговики шестого сланцевого горизонта прочностью от 80-100 до 100-140 МПа.

Выработанное пространство шахты «Юбилейная» ОАО «Сухая балка» представлено отработанными залежами «Гнездо 1-2» и «Главная» до глубины 1100 м (см. рис. 1.3). Отработка запасов руды на шахте «Юбилейная» производится этажно-камерными системами разработки (67%) и подэтажно-камерными (33%) с отбойкой руды вертикальными веерами глубоких скважин на горизонтальную подсечку. Высота обрабатываемого этажа составляет 80 м. Обрушение пород висячего бока происходит с отставанием от фронта очистных работ. Сдвигение коренных пород прекращается с глубин 450-550 м. Процесс сдвигения стабилизируется и переходит в частичное разрушение вмещающих пород вокруг ВП. Углы сдвигения и разрыва пород по простиранию соответствуют 80°, в висячем и лежащем боках – 55°. Рудные залежи основного простирания имеют пластообразную форму, а параллельного – столбо- и гнездообразную. Мощность залежей основного простирания составляет 10-30 м, а параллельного – 15-50 м. Угол падения рудовмещающей толщи 50-60°. Лежащий бок рудных залежей основного простирания представлен гидрогематитовыми роговиками мощностью 10 м. Далее в лежащем боке залегают кварцито-хлоритовые сланцы с прослоями безрудных роговиков. Мощность сланцевой толщи 150-200 м, прочность 50-90 МПа. Висячий бок залежей параллельного простирания представлен гидрогематитовыми кварцитами прочностью 90-140 МПа.

Выработанное пространство шахты им. Ленина ОАО «КЖРК» представлено отработанными до горизонта 1200 м столбообразными (до 85%) и пластообразными залежами (см. рис. 1.4). Запасы до глубин 600 м отработаны шахтой им. Орджоникидзе. Обрушение коренных пород висячего бока незначительно. Стабилизация параметров зоны сдвигения начинается с глубин 600 м. Углы сдвигения и разрыва пород по простиранию соответствуют 80°, в висячем и лежащем боках – 60°. Столбообразные залежи имеют сложную конфигурацию. Они с глубиной расчленяются либо сливаются в одну залежь. Длина залежей изменяется от 125 до 470 м, а мощность от 15 до 90 м. К таким залежам относятся «Основная карьера -1», «Основная карьера-2», «Параллельная основной карьера-1», «Параллельная основной карьера-2», «69-1», «Пужмерки-1», «102-5», «Восточная», «4П», «8П». Пластообразные залежи, распространяясь на большие глубины, имеют мощность от 5 до 25 м и длину 100-450 м. При выклинивании они расчленяются на обособленные рудные тела. К этим залежам относятся «Саксаганка», «69-2», «69-3», «69-4», «Оси 150». Отработка запасов руды шахтой им.

Ленина производится этажно-камерными системами разработки (85%) и системами с обрушением руды и налегающих пород (15%). Падение рудных залежей северо-западное с углом 50-70°. Характерной особенностью оруденения в поле шахты им. Ленина является наличие большого количества слепых залежей. Они располагаются преимущественно в висячем боку месторождения и на флангах. Прочность вмещающих пород колеблется от 70 до 210 МПа. Красковые и гетит-гематитовые кварциты имеют прочность 70-90 МПа (10%), магнетитовые и силикато-магнетитовые кварциты 180-210 МПа (20%) и мартитовые 130-180 МПа (70%).

Анализ применения в Кривбассе традиционных систем разработки, способствующих образованию ВП, позволяет сделать следующие *выводы*:

1. Основные запасы богатых руд представлены «слепыми» залежами, отработка которых не сопровождается сдвижением налегающих пород. Они составляют около 50%. До 20% запасов залежей выходят под наносы с отсутствием сдвижения налегающих пород. С наличием сдвижения налегающих пород запасы составляют около 30%. Следовательно, ВП исследуемых шахт сформированы отработкой «слепых» залежей и залежей, имеющих выход под наносы, в равном процентном соотношении (50/50), что обуславливает необходимость их параллельного исследования при моделировании.

2. Очистная выемка основных запасов руды на исследуемых шахтах осуществляется в интервале глубин 1100-1200 м. При этом нижние пределы распространения обособленных ВП представлены в интервале 500-1200 м. Следовательно, исследуемый интервал глубин распространения ВП для залежей различной типологии находится в интервале 0-1500 м, что будет использовано при аналитическом и физическом моделировании поведения массива в зонах разгрузки напряжений.

3. Пространственная ориентировка ВП обусловлена углами падения от 40 до 90°, углами склонения от 70 до 90° и углами сдвижения 45-80°, а также мощностью и длиной отрабатываемых залежей 5-90 и 50-500 м, соответственно. Граничные значения параметров пространственной ориентировки ВП очерчивают пределы исследования вышеупомянутых параметров при аналитическом и физическом моделировании.

4. Основные залежи шахт характеризуются прочностью руд от 30 до 180 МПа и вмещающих пород – от 40 до 210 МПа. При этом руды распределяются следующим образом: 80-100 МПа – 65%; 30-70 МПа – 18% и 120-180 МПа – 17%. Висячий бок рудных залежей представлен породами прочностью 60-100 (79%), 110-190 МПа (18%) и 40-50 МПа (3%). Лежачий бок залежей представлен породами прочностью 160-180 МПа (80%), 70-150 МПа (15%) и 190-210 МПа (5%). Объемная масса руд изменяется от 0,28 до 0,47 МН/м³ и вмещающих пород от 0,18 до 0,28 МН/м³. Граничные пределы изменения физико-механических свойств очерчивают пределы вышеупомянутых параметров при теоретических и лабораторных исследованиях.

5. Отработка основных запасов по исследуемым шахтам бассейна осуществляется преимущественно камерными системами разработки (71%) и различными вариантами подэтажного обрушения руды и налегающих пород (29%). В свою очередь, камерными системами производят выемку на высоту этажа

(45%) и на высоту подэтажа (26%). Ведение очистных работ в охранных целиках с применением систем с обрушением налегающих пород неприемлемо. Следовательно, отработку запасов охранных целиков на большей части шахт бассейна целесообразно осуществлять камерными системами разработки с поддержанием налегающих пород естественными или искусственными целиками.

1.3. Анализ научно-исследовательских работ в области разработки крутопадающих сблизенных залежей

Истоками создания технологических схем отработки сблизенных залежей послужили результаты изучения закономерностей взаимного влияния при их отработке [2-4]. Авторами работ предложена классификация, основанная на взаимном расположении залежей. Возможные случаи расположения залежей в шахтном поле были разделены на три основные группы. К первой группе относятся залежи, зоны влияния которых обособлены. Во второй – зоны соприкасаются, а в третьей – накладываются. Сблизенными считаются залежи, рациональная разработка которых должна учитывать их совместное залегание [3].

Результаты исследований [4-7 и др.] показывают, что независимо от формы и схем расположения выработок, а также уровня напряженного состояния массива, взаимное влияние прекращается при расстоянии между ними равном двух- трехкратному их размеру. Форма и размеры ВП несопоставимы с подготовительными, нарезными и очистными выработками, следовательно, степень и характер влияния также несопоставим.

В работе [8] выделены различные зоны НДС массива, обусловленные опережающей отработкой одной из жил во времени и пространстве. Авторами выявлено уменьшение взаимного влияния наклонных жил с увеличением угла падения месторождения. Остается открытым вопрос о характере влияния ВП при ведении горных работ по восстанью при отработке обособленных участков жил.

Группой авторов [9-11] из Государственного научно-исследовательского горнорудного института исследовано влияние ВП на область нарезных и очистных работ. Ими изучен характер распределения напряжений под ВП и на уровне его торца.

Установлено, что в «слепых» залежах и залежах ограниченного простирания, имеющих выход под наносы, коэффициент концентрации напряжений в 1,9-2,0 раза меньше, чем для залежей, имеющих выход на земную поверхность. Размер области влияния ВП на уровне ее торца в висячем боку в 1,2-4,5 раза больше, чем в лежащем боку. На уровне нарезных и очистных работ (20 м ниже ВП) размеры области влияния в висячем и лежащем боках примерно равны. Помимо этого, висячий бок ВП характеризуется областями растягивающих, а лежащий – областями сжимающих напряжений. Непосредственно под ВП располагается зона пониженных напряжений и зона опорного давления, которая характеризуется повышенными значениями коэффициента концентрации напряжений. Их максимум находится в висячем боку торца ВП. С удалением от максимума, смещаясь в сторону лежащего бока, напряжения уменьшаются.

Остались не исследованными вопросы о характере влияния ВП, состоящего из нескольких отработанных разнотипных рудных тел, изменении степени влияния ВП при изменении его пространственной ориентировки и величины деформирования массива, вмещающего ВП.

Исследователи Днепропетровского горного института (Национального горного университета) [12-16] изучили влияние способа поддержания налегающих пород на изменение прочности междукамерных и междуэтажных целиков. Установлено, что способ поддержания налегающих пород не оказывает существенного влияния на НДС потолочин. Авторы объясняют это уравниванием повышающих (давление массива сухой закладки) и понижающих (поддержание пород висячего бока) факторов влияния на уровень напряженности потолочин.

Установлено также, что применение технологии с обрушением налегающей толщи пород вслед за очистными работами приводит к снижению тангенциальных напряжений в потолочинах и висячем боку очистных камер в 1,5-2,0 раза. Полученные результаты отображают качественную картину процесса, так как авторами приравнивались физико-механические свойства руд и вмещающих пород.

Детальные исследования НДС массива вмещающих пород и влияние его на конструктивные элементы камерных систем разработки проводились в Криворожском техническом университете авторами работ [17-20]. Изучено изменение параметров, характеризующих напряженность массива в зоне разгрузки, окружающем очистную камеру с увеличением глубины горных работ. Разработанная методика по определению параметров конструктивных элементов камерных систем разработки учитывает основные и дополнительные напряжения, возникающих в породах вокруг очистных камер, массиве руды междукамерных целиков и потолочин. Влияние ВП рассматривалось как дополнительное напряжение, создаваемое весом подработанных и обрушенных пород.

Результаты исследований позволяют определить эффективную глубину применения камерных систем разработки и рациональные параметры конструктивных элементов по фактору горного давления при отработке крутопадающих столбообразных залежей. Методика не учитывает возможности отработки нескольких очистных камер по сближенным залежам.

Вопросами установления целесообразной последовательности отработки сближенных залежей в шахтном поле занимались в Криворожском техническом университете авторы работ [21-23]. Установлено, что основополагающими факторами при выборе технологии являются мощность промежуточной толщи, крепость слагающих ее пород и принятая система разработки. Применение камерных систем разработки рекомендовано при отсутствии массового обрушения до земной поверхности пород висячего бока. При наличии обрушения отработку залежей параллельного простирания следует осуществлять системами подэтажного обрушения руды и налегающих пород. При мощности промежуточных толщ менее 35 м очистную выемку рекомендовано вести системами подэтажного обрушения с опережением по залежи параллельного простирания, равным половине высоты этажа.

Следующим этапом совершенствования технологии отработки сближенных залежей является установление рациональной последовательности отработки залежей по простиранию пород в пределах обрабатываемого этажа, раскрытой в рабо-

тах [22, 24, 26-30]. Анализ результатов исследований [22, 30] показал, что первоочередную выемку залежей основного простирания следует производить на участках под породными перемычками со стороны висячего бока. Являясь естественными целиками, они снижают уровень напряженности пород прилегающих камер и способствуют увеличению их размеров. Также наиболее приемлемым, с точки зрения геомеханики, является ведение горных работ от центра шахтного поля к его флангам, а по падению месторождения – от висячего бока к лежащему. Данный порядок ведения горных работ нашел широкое применение. Ним отрабатывается до 80% запасов сближенных залежей Кривбасса [9], что подтверждает ее высокую эффективность.

Альтернативой технологии отработки запасов в этаже от висячего бока к лежащему стал обратный порядок ведения горных работ – от лежащего бока к висящему. Авторы [25, 26, 34] считают более предпочтительной опережающую надработку залежи основного простирания, позволяющую повысить устойчивость камер в нижней залежи. При этом целесообразно производить опережающую выемку камер в залежи параллельного простирания, а затем в залежи основного простирания с последующей отработкой целиков [34]. Дальнейшее совершенствование технологии отработки сближенных залежей развивалось по пути оптимизации параметров конструктивных элементов систем разработки [4, 5, 9-23 и др.].

Авторы работ [24, 30, 31] исследовали соосное и несоосное расположение целиков при расположении очистных камер по падению месторождения. Установлено, что независимо от глубины разработки влияние схемы расположения целиков на возникновение критических напряжений исчезает при отношении нормальной мощности промежуточной толщи к длине камеры по простиранию равной 0,8. Впоследствии авторами были разработан метод расчетных функциональных характеристик, ставший основой ряда инструкций [25, 30-35]. Влияние НДС массива пород и руды на устойчивость обнажения изучалось исходя из класса залежи и очередности отработки камер. Установлено, что предельные пролеты обнажения в залежах I, II и III классов находятся в соотношении 2:1, 3:1. В таком же соотношении находятся пролеты в залежах каждого класса в зависимости от очереди отработки камер. Размер камер по простиранию рекомендуется принимать, независимо от глубины разработки, равным отношению нормальной мощности к промежуточной толщине к 1:1,25. Численные значения в инструкциях определялись методами статистической обработки данных производственной деятельности шахт Кривбасса в интервале глубин 75-975 м.

Большие глубины ведения горных работ 1000-1400 м и усложняющиеся геотехнические условия добычи диктуют необходимость применения более точных методов оценки НДС массива горных пород. Авторы работ [29, 36, 37] разработали методику расчета устойчивого обнажения промежуточных толщ. Согласно предложенной методике, устойчивыми считаются промежуточные толщи, для которых отношение нормальной мощности толщи к фактической длине камеры больше отношения нормальной мощности промежуточной толщи к расчетной длине камеры. Методика учитывает глубину ведения работ, характер нагружения промежуточной толщи, время ее стояния, очередность отработки и запол-

нения камер параллельного простирания. Совершенствуя технологию ведения горных работ от лежащего бока к висячему, предложено последовательное заполнение отработанных камер обрушенными породами.

Результатами проведенных исследований [38-40] стала разработка корреляционных зависимостей изменения напряжений в промежуточных толщах и методика расчета допустимых размеров, исходя из условий залегания. Авторами предложено рациональное сочетание порядка отработки параллельных сближенных залежей, времени отработки камер и взаимного расположения междукамерных целиков и камер, позволяющее увеличить в 1,5-2,0 раза запасы руды очистных блоков, вынимаемых камерой.

Авторами [41-43] усовершенствована технология отработки параллельных сближенных залежей на основе учета геоморфологических особенностей залегания промежуточных толщ, то есть учета изменения их формы по высоте очистных камер. Исследованиями установлено влияние формы промежуточной толщи на ее устойчивость. Это позволяет увеличить эквивалентный пролет толщи и, как следствие, запас блока, вынимаемый камерой.

Авторами работ [17-46] произведен учет влияния ВП при создании новых технологических схем отработки основных запасов бассейна, сосредоточенных в сближенных залежах. Однако решение узких задач по совершенствованию технологии очистных работ не позволило установить закономерностей формирования полей напряжений как вокруг обособленных, так ВП шахты.

Исследованиям напряженного состояния массива руды вокруг очистной камеры в зависимости от ее размеров и глубины горных работ посвящены работы [44-46]. Отбойка руды вертикальными воронками в отступающем порядке – технология взрывания системы сферических зарядов – использует энергию горного давления, сконцентрированную в зоне разгрузки напряжений. Установлено, что применение предложенной технологии отбойки руды в зоне повышенных растягивающих напряжений позволяет на 25-30% снизить энергоемкость взрывных работ и объем бурения, при одновременном улучшении качества дробления горной массы. Полученные результаты дают возможность применения полученных закономерностей к исследованию зон разгрузки напряжений, окружающих ВП.

На основе проведенного анализа результатов исследований в области разработки крутопадающих сближенных залежей можно сделать следующие *выводы*:

1. Широко применяемый порядок отработки по падению крутопадающих залежей системами разработки без поддержания пород висячего бока обуславливает необходимость оценки влияния ВП на область подготовительных и очистных работ, располагающуюся под ВП, на стыке лежащего и висячего боков залежей. Влияние ВП на массив горных пород, расположенный в висячем и лежащем боках, а также на флангах залежей в достаточной степени не изучено.

2. Применяемые технологические схемы отработки крутопадающих сближенных залежей и их параметры зависят от величины и характера распределения предельных нагрузок в массиве, обусловленных уровнем напряженного состояния массива, весом подработанных и обрушенных в ВП пород, влиянием очистных, на-

резных и подготовительных работ. Отсутствие комплексного исследования этих параметров не позволяет достаточно точно определить влияние ВП на охраняемые цели объектов Кривбасса.

3. Отсутствие научного обоснования закономерностей деформации массива вокруг ВП не позволяет производить оценку степени влияния на охраняемые цели и, следовательно, учитывать ее в технологии ведения горных работ.

4. Предложенные ранее методики определения параметров камерных систем разработки в Кривбассе не учитывают возможности ведения очистных работ выше фронта очистных работ шахт. Ведение горных работ в областях пониженного горного давления сопровождается завышением размеров междукамерных и междуэтажных целиков, что влечет к повышению себестоимости добычи руды. В областях повышенного горного давления снижается устойчивость целиков, что сопровождается снижением безопасности горных работ. В обоих случаях ухудшаются технико-экономические показатели применения камерных систем разработки, и появляется опасность сдвижения налегающих пород и подработки охраняемого объекта.

1.4. Анализ современных методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Исследование НДС массива горных пород и элементов камерных систем разработки осуществляется различными методами механики горных пород. К их числу относятся экспериментальные, аналитические и экспериментально-аналитические методы исследований. Их эффективность определяется применимостью к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям разработки месторождений полезных ископаемых.

Экспериментально-производственные методы дают возможность получить наиболее точную информацию о НДС породных массивов. К ним относятся: деформационные, структурные, сейсмические, электромагнитные и радиометрические [47]. Эти методы неравнозначны по своим возможностям. Они отличаются большой базой измерений, трудоемкостью, требуемой точностью и теоретическим обоснованием. Общий недостаток данных методов состоит в больших стоимостных затратах на их реализацию. Экспериментально-производственные методы применимы при наличии подземных выработок, сложной измерительной аппаратуры и отработанной технологии по их реализации. Как правило, ограничено число измерений, по которым трудно воссоздать закономерности напряженного состояния массива горных пород в целом. При этом следует отметить, что полученные результаты могут быть распространены только на исследуемое месторождение. Таким образом, экспериментально-производственные методы всегда необходимы, но недостаточны для прогнозного определения НДС конструктивных элементов систем разработки и массива горных пород. Наибольший эффект экспериментально-производственных исследований достигается только в комплексе с физическим моделированием в лабораторных условиях или аналитическим моделированием деформирования твердого тела [48].

Методы физического моделирования или лабораторные методы, к которым относятся моделирование на эквивалентных материалах, центробежное моделирование, оптико-поляризационный метод, методы структурных моделей и электроанalogии [49-52], позволяют исследовать механические процессы. При этом они дают хорошие результаты только для сравнительно простых горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений. Возможности данных методов, несмотря на их интенсивное развитие, ограничены главным образом техническими причинами. Они отображают качественную «картину» происходящих процессов. Принимая во внимание эффективность моделирования и стоимость проведения лабораторных исследований, наиболее целесообразным является моделирование на эквивалентных материалах.

Широкое распространение получили натурные методы с инструментальными замерами исследуемых параметров. В результате математической обработки результатов натурных замеров получены специфические закономерности, гипотезы и концепции, исходящие из инженерной практики и некоторых разделов механики [53]. В их основу положены две гипотезы – свода давления [54] и гипотеза балок [55], простота и доступность которых способствует постоянному их прогрессированию. Они служат источником обоснованного выбора различных горнотехнических решений для конкретных условий разработки месторождений полезных ископаемых [56, 57]. Недостатками натурных методов является их недостаточная универсальность, что представляет определенную трудность в прогнозировании поведения породных массивов сложного строения.

Математические методы механики горных пород основаны на положениях теорий сплошной среды, теории упругости, пластичности и ползучести. Каждая из них включает свои специфические модели и методы исследования. Поэтому успех решения теоретических задач, связанных с проблемой горного давления, зависит главным образом оттого, насколько удачно и в рамках какой математической модели сведены реальные условия и насколько совершенен математический аппарат, описывающий поведение данной модели. Наиболее широко используемая группа математических методов – это аналитические методы теории упругости. Главное преимущество заключается в том, что они дают реальную основу для понимания геомеханических процессов, вызываемых образованием обнажения. Основным недостатком – высокая степень идеализации горных пород до однородного изотропного или анизотропного массива с простейшей геометрией подземной конструкции, вследствие чего утрачиваются некоторые существенные особенности конкретных породных массивов. С целью приближения модельных представлений к реальным условиям в механике горных пород используют аналитические методы теории пластичности [58, 59] и теории ползучести [60]. Это позволяет достичь определенных результатов, однако практический выход сильно затруднен вследствие чрезвычайной идеализации строения породного массива и граничных условий.

Новый этап в применении математических методов к решению прикладных задач горного давления связан с внедрением в практику исследований чис-

ленных методов, ориентированных на применение быстродействующих ЭВМ: метод конечных разностей; метод граничных элементов и метод конечных элементов. Первым из численных методов появился метод конечных разностей [58, 63], являющийся классическим приближением метода теории упругости. Его сущность заключается в том, что искомые значения перемещений определяются в узловых точках, а производные – разностными соотношениями. Замена производных от функции выполняется различными способами. Наиболее приемлемый способ представления производных, входящих в основополагающее уравнение задачи, линейными комбинациями значения функции в узлах прямоугольной сетки. Метод обладает многими недостатками: трудность формирования уравнений высокого порядка; равномерный шаг сетки; сложность решения смешанных задач; трудность перехода от полученных напряжений к перемещениям. Главный недостаток метода, существенно снижающий его универсальность, это чрезвычайная сложность применения для анализа напряженно-деформированного состояния неоднородных сред и индивидуальный подход к каждой задаче механики деформируемого твердого тела.

Метод граничных элементов (граничных интегральных элементов) базируется на теории потенциала и теории интегральных сингулярных уравнений [64, 66]. Основой численной реализации метода является переход от функциональных интегральных соотношений к их алгебраическим аналогам. Переход от искомой краевой задачи для дифференциальных уравнений к соотношениям, связывающим неизвестные функции на границе области, осуществляется с использованием граничных интегральных уравнений либо некоторых функционалов. В первом случае метод граничных элементов сводится к методам граничных интегральных уравнений, во втором – к вариационным. Преимущество метода состоит в том, что дискретные параметры вводятся только на границе тела, что приводит к сужению области применения решаемых задач, упрощает подготовку исходных данных. С помощью метода граничных элементов возможно решение задач механики горных пород в плоской и объемной постановке. Однако в настоящее время практическое приложение метода весьма ограничено из-за недостаточной разработки алгоритмов и программного обеспечения.

Метод конечных элементов относится к вариационным методам и представляет собой обобщение метода Релея-Ритца-Галеркина [67]. Сущность метода заключается в том, что искомую непрерывную величину аппроксимируют кусочным набором простейших функций, заданных над ограниченными конечными подобластями (элементами). Деление на элементы производится в математическом смысле, то есть физическая модель остается сплошной и непрерывной. С помощью такой процедуры интегрирование дифференциальных уравнений сводится к решению системы линейных алгебраических уравнений. Математическая теория метода развита Ф. Сьярле [68], а процедура вывода основных зависимостей изложена в работах [69-73].

Вышеизложенные аналитические методы не дают приемлемых для практической деятельности результатов по определению параметров конструктивных элементов систем разработки в конкретных горно-геологических условиях того или иного месторождения с увеличением глубины разработки. Это связано

с рядом принятых допущений, что горные породы являются упругими, сплошными телами, которые соответствуют связанной сыпучей среде. Основным недостатком известных аналитических методов состоит в том, что с их помощью нельзя точно определить начальное напряженное состояние ненарушенного массива пород, оказывающее решающее влияние на величины и направление действия фактических напряжений вокруг образованных очистных выработок, а впоследствии ВП.

К современным методам моделирования физических процессов в земных недрах относятся синергетические методы, которые включают в себя термодинамические, энергетические и энтропийные [74]. Базируясь на системном подходе и опираясь на фундаментальные законы науки, они учитывают процессы энергообмена в минеральной среде и закономерные преобразования одних видов энергии в другие. Основным преимуществом этих методов является высокая степень универсальности, позволяющих объяснить механизм возникновения поля реальных напряжений в окружающем выработку массиве, сущность процессов теплообмена, преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу и др.

Разработанный В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак термодинамический метод по уровню научной проработки наиболее эффективный [17-20]. Прикладные аспекты применения метода представлены более чем в 200 опубликованных работах. Сущность метода заключается в том, что исследуемый массив горных пород рассматривается как термодинамическая система. Ее состояние определяется всеми физическими величинами, характеризующими макроскопические свойства (плотность, внутреннюю энергию, намагниченность и т. д.). Рассматриваемая система способна обмениваться с внешними по отношению к ней телами и полями энергией в формах работы и теплоты. Термодинамический метод, базируясь на фундаментальных законах химии, физики, математики, термодинамики и философии, позволяет довольно точно установить оптимальные размеры и форму устойчивого обнажения массива на любой заданной глубине в конкретных горно-геологических условиях залегания рудных тел.

В общем случае задача сводится к последовательному определению потенциальных напряжений в нетронутом массиве земных недр, физических свойств пород в условиях их естественного залегания, напряженного состояния пород вокруг выработок. К недостаткам метода можно отнести отсутствие алгоритмов и программ, что ограничивает его практическое применение при решении задач, обладающих громоздкими расчетами. На основе произведенного анализа современных методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород можно сделать следующие *выводы*:

1. Обзор научно-технической литературы по методам исследования напряженно-деформированного состояния массива позволил выявить целесообразные методы аналитического и физического моделирования, а так же натурной апробации. Выявлены и оценены преимущества и недостатки данных методов применительно к поставленным задачам.

2. Анализ преимуществ и недостатков аналитических методов исследования позволил выбрать наиболее целесообразный метод – термодинамический, дающий наиболее высокую сходимость (85-90%) расчетных и непосредственно измеренных упругих деформаций на шахтах Кривбасса. Создание программного обеспечения для термодинамической теории позволит решить первую и вторую задачи, поставленные в диссертационной работе.

3. Сравнительный анализ методов физического моделирования позволил выбрать наиболее целесообразный метод лабораторных исследований – метод эквивалентных материалов, который является наиболее эффективным среди методов физического моделирования. Подбор эквивалентного материала в соответствии с основными физико-механическими свойствами пород шахт Криворожского бассейна позволит решить первую задачу, поставленную в работе.

4. Применение апробированных методов исследования, характеризующихся высокой сходимостью результатов, позволит получить значения напряжений с высокой точностью, которые будут использованы при обосновании рациональных параметров технологии добычи руд из охранных целиков на шахтах Криворожского бассейна.

1.5. Цель и задачи исследования

В результате анализа работ в области разработки крутопадающих сближенных залежей установлено, что недостаточно изучено влияние зон разгрузки ВП на окружающий массив горных пород и, следовательно, на технологию ведения горных работ и параметры конструктивных элементов камерных систем разработки. В связи с этим сформулирована цель работы – обоснование рациональных параметров технологии добычи руд из охранных целиков, с учетом изменения напряженно-деформированного состояния массива, вызванного влиянием выработанного пространства шахты.

Для достижения поставленной цели сформулированы следующие задачи:

1. Установить закономерности геомеханических процессов, протекающих в массиве зоны разгрузки напряжений, окружающем выработанное пространство шахты с помощью аналитических, лабораторных и натурных исследований.

2. Обосновать технологические параметры проведения подготовительных выработок в разгруженных выработанным пространством областях охранных целиков.

3. Обосновать параметры конструктивных элементов камерных систем разработки для разгруженных выработанным пространством областей охранных целиков.

4. Установить эффективность внедрения технологических решений при добыче руды из охранных целиков на шахтах Криворожского бассейна.

Для решения поставленных задач принят комплексный метод исследования, который включает следующие этапы:

– обзор и анализ проектно-технической литературы по состоянию в Криво-

- рожском бассейне запасов руд в охранных целиках;
- обзор и анализ проектно-технической литературы по вопросам применения в Криворожском бассейне традиционных систем разработки;
 - обзор и анализ научно-технической литературы в области разработки крутопадающих сближенных залежей;
 - обзор и анализ научно-технической литературы по современным методам исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород;
 - аналитическое моделирование поведения массива охранного целика в зоне разгрузки напряжений ВП с помощью термодинамического метода;
 - физическое моделирование деформации массива вокруг ВП на эквивалентных материалах;
 - обоснование параметров технологии проведения подготовительных выработок в массиве зоны разгрузки напряжений ВП шахты;
 - обоснование параметров конструктивных элементов камерных систем разработки в массиве зоны разгрузки напряжений ВП шахты.

Анализ проектно-технической литературы по состоянию в Криворожском бассейне запасов охранных целиков позволил установить очередность их отработки, глубину залегания относительно фронта очистных работ шахты и залегание относительно ВП шахт. Анализ проектно-технической литературы по состоянию ВП шахт в Кривбассе позволяет установить основные их типы, глубины распространения, пространственное ориентирование, а так же физико-механические свойства вмещающего ВП массива горных пород. Анализ научно-технической литературы определяет направления совершенствования технологии разработки крутопадающих сближенных залежей при помощи камерных систем разработки и устанавливает, в какой степени разрешены задачи управления напряженным состоянием массива горных пород и определения устойчивых параметров камерных систем разработки. Анализ методов исследования НДС массива пород позволил выявить целесообразные методы аналитического и физического моделирования.

Аналитическим моделированием можно установить закономерности изменения напряженности массива пород и руд, вмещающих ВП, при различных геометрических и физико-механических параметрах отработки залежей. С целью оценки сходимости полученные результаты сопоставляются с результатами исследований других авторов. Физическое моделирование на эквивалентных материалах областей деформации массива вокруг ВП позволит проконтролировать точность закономерности, полученной аналитическим моделированием. Обоснование параметров технологии проведения подготовительных выработок в массиве зоны разгрузки, окружающей ВП шахты, позволит определять место заложения и способ крепления подготовительных выработок в охранных целиках. Обоснование параметров камерных систем разработки в массиве зоны разгрузки напряжений ВП шахты позволит повысить эффективность добычи руд из охранных целиков.

Логическая схема исследования, принятая в работе, представлена на рис. 1.7.

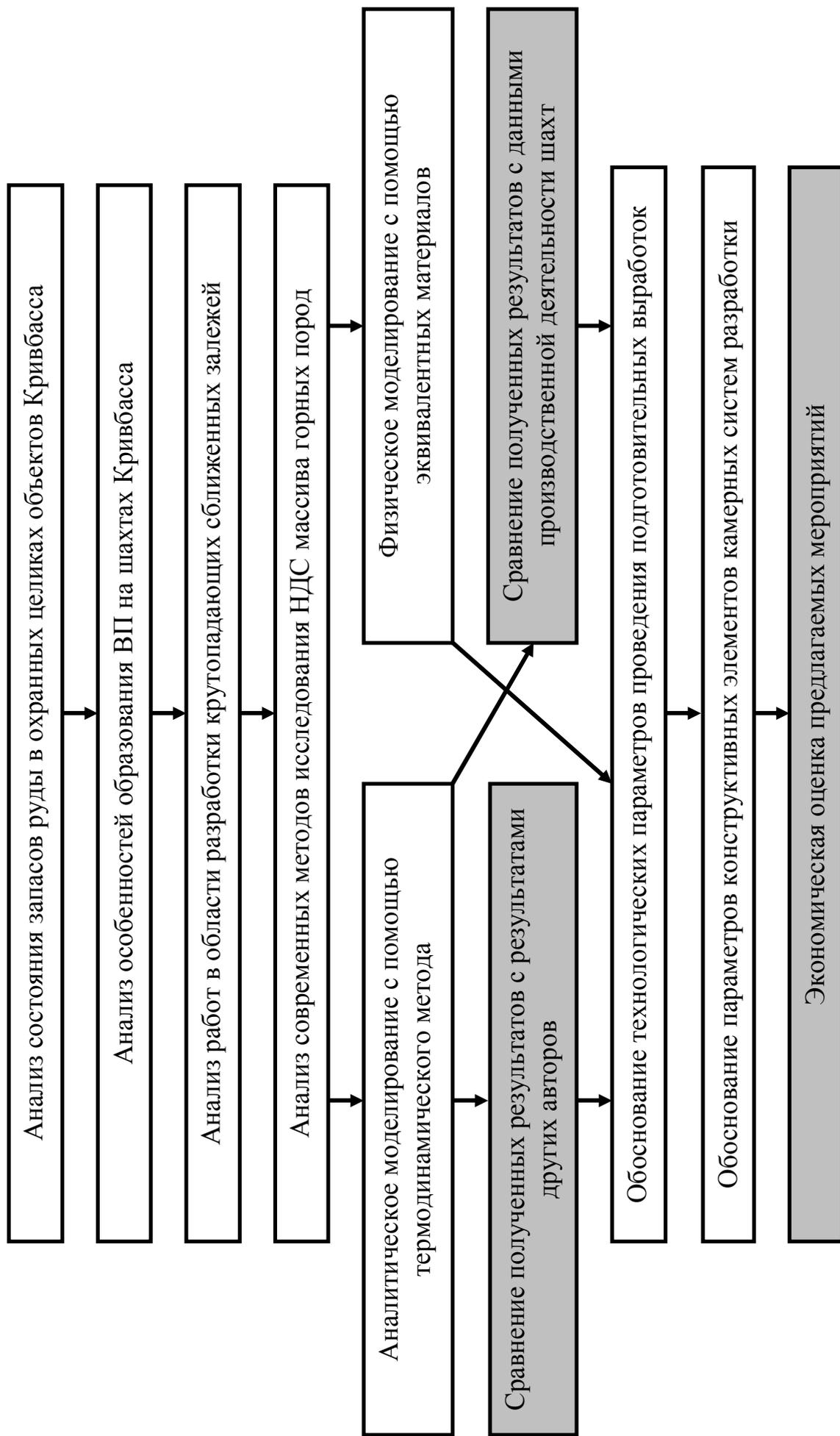


Рис. 1.7. Принятая логическая схема общей методики исследования

2. АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ МАССИВА ОХРАННОГО ЦЕЛИКА ПОД ВЛИЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

2.1. Методика моделирования поля напряжений в массиве охранных целиков, окружающем выработанное пространство

Методика исследования поля напряжений в окружающем ВП массиве термодинамическим методом включает следующие этапы: определение физических свойств исследуемого массива горных пород; определение уровня напряженности нетронутого массива горных пород; определение поля напряжений в окружающем ВП массиве горных пород.

Определение физических свойств и напряженного состояния руд и вмещающих пород производится согласно методик, изложенных в работах [74, 76, 78, 80]. Их сущность сводится к определению параметров нетронутого массива вдоль вертикального профиля. Расчетный профиль распространяется от поверхности в земные недра. Для всех пластов разнородных вмещающих пород и руды определяются параметры, характеризующие НДС массива и его физико-механические свойства. Текущей координатой является глубина пересечения расчетным профилем контактов напластования различных пород. Определение параметров нетронутого массива пород и его физических свойств производили в программе Microsoft Excel 2000. Расчету подвергали профили по исследуемым шахтам Криворожского бассейна. В табл. 2.1 приведены параметры нетронутого массива пород для исследуемых шахт Кривбасса.

Определение физических свойств пород в условиях их естественного залегания производили до глубин 1500 м по данным геологического строения исследуемого участка шахтного поля. Так, например, результаты моделирования нетронутого массива для расчетного вертикального профиля, расположенного на 92-й маркшейдерской оси в точке ее пересечения с линией среднего простирания +1214 м на глубине 1200 м шахты им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» показали, что объемная масса руды возросла на $0,79 \text{ МН/м}^3$, а вмещающих пород на $-0,22 \text{ МН/м}^3$. В условиях объемного сжатия прочность руды увеличилась с 70 до 120,8 МПа, а пород – с 180 до 350 МПа. Соответственно возросли и абсолютные значения модуля Юнга с $0,843 \times 10^5$ до $1,63 \times 10^5$ для пород и с $0,324 \times 10^5$ до $0,593 \times 10^5$ МПа – для руд.

Согласно научным положениям термодинамической теории, образование очистной камеры, а впоследствии ВП, является причиной нарушения первоначального равновесного состояния массива горных пород [78]. Поперечное сечение ВП представляет собой область внутри массива с пониженной объемной плотностью потенциальной энергии. По контуру ВП создается градиент объемной плотности энергии, что является условием протекания необратимых термодинамических процессов. Определение размеров массива в зоне разгрузки, которая окружает ВП, производилось по его граничным размерам полости ВП. При этом горизонтальным пролетом ВП (l_{np}) является проекция крайних точек обнажения массива на горизонтальную плоскость. Вертикальным пролетом об-

нажения массива (H, h) является проекция верхней и нижней точек обнажения массива ВП на вертикальную плоскость. Центр плоскости ВП, без выхода на земную поверхность (далее «слепое» ВП), располагается в точке пересечения $0,5 l_{np}$ и $0,5 H$. Он совпадает с точкой O – началом системы координат ZXY .

Отличительной особенностью ВП, имеющего выход на земную поверхность, от «слепого» ВП является то, что его зона разгрузки в прилегающем массиве имеет разомкнутый контур. Это связано с наличием разомкнутого контура у самого ВП. Помимо этого расчетным центром ВП, имеющего выход на земную поверхность, является точка, находящаяся в центре его торца. Методика и основные принципы расчета напряжений вдоль осей $OZ-OX$ и $OX-OY$ для разнотипных ВП аналогичны. Расчетные схемы моделирования геодинамических процессов представлены на рис. 2.1 и в формулах (2.1)-(2.15). Отличием являются порядок использования значений потенциальных напряжений нетронутого массива, действующих вдоль исследуемых осей, который представлен в работе [81].

В расчетных схемах приняты следующие обозначения: $\Delta\sigma_{z(y)}$ и $\Delta\sigma_{x(y)}$ – вертикальные и горизонтальные потенциальные напряжения нетронутого массива пород, МПа; α – угол между расчетной площадкой и осью OX , град; β – угол между направлением σ_α и касательной в точке пересечения расчетной площадки с контуром ВП, град; x – текущая координата положения точки на расчетной площадке, м; A_α – расстояние вдоль площадки от границы зоны разгрузки до контура ВП, м; h – вертикальный пролет обнажения массива, м; l_{np} – горизонтальный пролет обнажения массива, м; O – центр ВП, начало системы координат XYZ ; a – вертикальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OZ , м; b – горизонтальная полуось зоны разгрузки, направленная вдоль оси OX , м; σ_α и τ_α – радиальные и тангенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа; $\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$ – радиальные и тангенциальные остаточные потенциальные напряжения, МПа.

Массив зоны разгрузки в окрестности «слепого» ВП представляет собой эллипсоид вращения с полуосями, размеры которых определяются по известным формулам:

- вертикальная a , вдоль оси OZ

$$a = 0,5 \left(\frac{l_{np}}{\lambda_{ВП}} + h_{ВП} \right), \text{ м}; \quad (2.1)$$

- горизонтальная b , вдоль оси OX

$$b = a \lambda_{ВП}, \text{ м}; \quad (2.2)$$

- горизонтальная c , вдоль оси OY

$$c = 0,5 \left(\frac{l_{np}}{\lambda_{ВП}} + l_{ВП} \right), \text{ м}; \quad (2.3)$$

где $\lambda_{ВП}$ – коэффициент формы зоны разгрузки – отношение вертикального потенциального напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ к горизонтальному $\Delta\sigma_{x(y)}$. Определение размеров массива, попадающего в зону разгрузки «слепого» ВП производится по отношению вертикального $\Delta\sigma_{z(y)}$ и горизонтального $\Delta\sigma_{x(y)}$ потенциальных напряжений, действующими на глубине расположения точки O – начала системы координат ZXY .

Таблица 2.1

Упругие потенциальные напряжения в нетронутом массиве пород шахт Криворожского бассейна

Глубина, Н, км	Давление, Р, МПа	Потенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа		Коэффициент формы зоны разгрузки, $\lambda_{\text{ен}}$	Угол между $\sigma_{1(y)}$ и горизонтом, θ , град	Главные напряжения в нетронутом массиве, МПа		
		$\Delta\sigma_{x(y)}$	$\Delta\sigma_{z(y)}$			$\sigma_{1(y)}$	$\sigma_{2(y)}$	T_{max}
Для горно-геологических условий шахты «Центральная»								
0,25	7,50	2,71	2,63	0,97	44,21	2,72	2,62	0,56
0,50	15,0	5,52	5,21	0,94	43,36	5,58	5,15	2,24
0,75	22,5	8,50	7,76	0,91	42,41	8,65	7,61	5,28
1,00	30,0	11,52	10,16	0,88	41,41	11,80	9,89	9,63
1,25	37,5	14,56	12,37	0,85	40,36	15,00	11,93	11,32
1,50	45,0	18,19	14,75	0,81	39,05	18,87	14,07	14,75
Для горно-геологических условий шахт «Октябрьская», «Юбилейная» и им. Ленина								
0,25	7,50	3,82	3,67	0,98	45,39	5,57	1,92	1,82
0,50	15,0	7,65	7,35	0,97	46,10	11,18	3,82	3,68
0,75	22,5	11,60	9,84	0,94	46,73	16,76	5,72	5,52
1,00	30,0	15,64	14,33	0,91	47,30	22,65	7,31	7,67
1,25	37,5	19,74	17,67	0,89	48,14	28,16	9,21	9,44
1,50	45,0	24,02	20,92	0,88	48,57	33,89	11,05	11,42

Массив горных пород в зоне разгрузки ВП, выходящего на земную поверхность, представляет собой гиперboloид вращения. Определение размеров гиперboloида производится для поверхности и максимальной глубины распространения ВП по формулам (2.1)-(2.3). Процесс преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу в массиве зоны разгрузки напряжений протекает с равными скоростями одновременно в двух направлениях. Начальные потенциальные напряжения сжатия от границы зоны разгрузки развиваются к поверхности обнажения массива ВП вдоль расчетных площадок, составляющих с напряжением $\Delta\sigma_{x(y)}$ углы $0^\circ < \alpha < 360^\circ$ (см. рис. 2.1). В результате высвобождения внутренних сил возрастают радиальные σ_p и тангенциальные τ_p напряжения. Они вызывают увеличение объема породы, а, следовательно, снижение температуры и изменение физических свойств минерального вещества в поле сил гравитации.

Радиальные σ_α и тангенциальные τ_p потенциальные напряжения в нетронутом массиве для всех расчетных площадок, составляющим с направлением напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ углы α , определяют по выражениям

$$\sigma_\alpha = \Delta\sigma_{x(y)} \cos^2 \alpha + \Delta\sigma_{z(y)} \sin^2 \alpha, \text{ МПа}; \quad (2.4)$$

$$\tau_\alpha = 0,5(\Delta\sigma_{x(y)} - \Delta\sigma_{z(y)}) \sin 2\alpha, \text{ МПа}. \quad (2.5)$$

Значения остаточных потенциальных напряжений в окружающем ВП массиве, сохранившихся после преобразования части потенциальной энергии в работу, определяются из выражений

$$\sigma_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \sin^2 \beta + \tau_\alpha \cos^2 \beta) \exp(-\nu x), \text{ МПа}; \quad (2.6)$$

$$\tau_{\alpha\beta} = (\sigma_\alpha \cos^2 \beta + \tau_\alpha \sin^2 \beta) \exp(-\nu x), \text{ МПа}, \quad (2.7)$$

где x – текущая координата положения точки на площадке под углом α ($0 \leq x \leq A_x$) возрастает от границы зоны разгрузки к поверхности обнажения массива ВП. Приращение x принимается произвольным, но одинаковым для всех расчетных площадок.

Устанавливаются значения радиальных σ_p и тангенциальных τ_p напряжений, появившихся в массиве горных пород вокруг ВП в результате преобразования потенциальной энергии в работу. Находят их как разницу между потенциальными напряжениями, характерными для ненарушенного массива, и остаточными потенциальными напряжениями в точках с координатой x_i вдоль каждой расчетной площадки

$$\sigma_p = \sigma_\alpha - \sigma_{\alpha\beta}, \text{ МПа}; \quad (2.8)$$

$$\tau_p = \tau_\alpha - \tau_{\alpha\beta}, \text{ МПа}. \quad (2.9)$$

По значениям σ_p и τ_p устанавливают величины упругих радиальных ε_σ и тангенциальных ε_τ деформаций горной породы в пределах массива зоны разгрузки напряжений ВП

$$\varepsilon_\sigma = \sigma_p E^{-1}; \quad (2.10)$$

$$\varepsilon_\tau = \tau_p E^{-1}, \quad (2.11)$$

где ε_σ – деформация растяжения; ε_τ – деформация сжатия.

На всех расчетных площадках, расположенных под углом α , для заданных значений текущей координаты x определяют изменение начальной температуры горных пород за счет их упругого расширения

$$\Delta T = 0,5(\varepsilon_{\sigma} + \varepsilon_{\tau})\alpha_p^{-1}, \text{ град}, \quad (2.12)$$

где α_p – коэффициент линейного теплового расширения пород [53].

Температурные напряжения в точках с заданными значениями текущей координаты x вдоль каждой расчетной площадки

$$\sigma_{TX} = \alpha_p E \Delta T, \text{ МПа}. \quad (2.13)$$

Для всех расчетных площадок и заданных точек рассчитывают суммарные значения механических и температурных напряжений

$$\sigma_{PT} = \sigma_P + \sigma_{TX}, \text{ МПа}; \quad (2.14)$$

$$\tau_{PT} = \tau_P + \sigma_{TX}, \text{ МПа}. \quad (2.15)$$

По результатам расчетов строят изолинии радиальных σ_{PT} и тангенциальных τ_{PT} напряжений в пределах массива зоны разгрузки напряжений ВП.

Опираясь на результаты, полученные при анализе научно-исследовательских работ по вопросам разработки крутопадающих сближенных залежей, можно отметить, что характер и степень влияния подготовительных, нарезных, очистных выработок и ВП на окружающий массив горных пород зависит от ряда параметров. К геометрическим параметрам ВП можно отнести их тип, глубину распространения, пространственное ориентирование, а к физико-механическим – прочность и объемную массу вмещающих руд и пород.

Рудные залежи, а после их отработки ВП представлены двумя типами – «слепыми» и имеющими выход на земную поверхность. Оработка разнотипных залежей обуславливает различный характер влияния ВП на вмещающий массив горных пород [9-20]. Массив в зоне разгрузки напряжений ВП шахты формируется из обособленных ВП.

Глубина горных работ (далее глубина распространения ВП шахты) на момент вовлечения в разработку законсервированных в охранных целиках запасов каждой шахтой различна. Прогнозирование степени влияния ВП на вмещающий массив логично при исследовании возможных глубин распространения ВП по Криворожскому бассейну. Практика показывает, что пространственное ориентирование ВП определяет размеры и форму зоны разгрузки, поэтому они могут быть использованы для оценки характера влияния ВП на массив горных пород охранных целиков.

Физико-механические свойства руд и вмещающих пород влияют на уровень напряженности и степень деформации вмещающего ВП массива. Изучение закономерностей процесса деформирования массива позволяет определять изменение размеров и формы ВП с течением времени. В свою очередь, точное определение параметров ВП обуславливает точное определение параметров разгрузки массива охранных целиков.

2.2. Исследование напряженно-деформированного состояния массива, вмещающего разнотипные выработанные пространства

Выработанные пространства на шахтах Криворожского бассейна имеют весьма разнообразный характер. Первым характерным признаком является тип отрабатываемых залежей [33]. Залежи основных запасов Кривбасса, а после их отработки ВП представлены в равном процентном соотношении (50/50) двумя типами. Это ВП, имеющие и не имеющие выход на земную поверхность – «слепые». В качестве примера рассмотрим формирование полей радиальных σ_r и тангенциальных τ_r напряжений вокруг ВП данных типов. К моделированию принимали ВП с усредненными геотехническими условиями исследуемых шахт (глубина распространения ВП $H = 1000$ м, угол распространения ВП $\alpha = 60^\circ$, горизонтальная мощность отрабатываемой залежи $m = 35$ м, прочность горных пород на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 100$ МПа). Результаты расчетов представлены в приложении А.

Моделирование типа ВП задавалось соответствующим изменением: вертикальной a и горизонтальных b , c полуосей зоны разгрузки; количества и длин расчетных площадок A_α ; углов β между площадками и касательной, проведенной в точке соприкосновения с поверхностью ВП; вертикальных $\Delta\sigma_{z(y)}$ и горизонтальных $\Delta\sigma_{x(y)}$, $\Delta\sigma_{y(y)}$ потенциальных напряжений нетронутого массива; текущих координат положения точки на площадке x . Давлением обрушенных пород на контур ВП пренебрегали вследствие незначительного влияния, которое не превышает 8% общих нагрузок для шахт северной группы [18]. Напряженность областей концентрации оценивалось по расчетным площадкам, проходящим по их центрам. Согласно расчетным схемам, в породах висячего бока площадка располагается под углом 180°_2 (150°), лежачего бока 0° (330°), на стыке боков 255° (240°) – для «слепых» ВП.

Выработанное пространство, имеющее выход на земную поверхность, характеризуется разомкнутым контуром. Это приводит к образованию разомкнутой зоны разгрузки в прилегающем массиве горных пород, и является причиной неравномерного распределения напряжений в массиве зоны. Неравномерность выражается в строгом разграничении разноименных областей напряженности. Центр их концентрации располагается в нижнем торце ВП, что обуславливает увеличение размеров зоны разгрузки и повышение напряжений в областях концентрации. Массив горных пород в зоне разгрузки напряжений ВП этого типа формируется из трех основных областей (рис. 2.2, а). Область растягивающих напряжений (область сдвижения) находится в породах висячего бока. Область сжимающих напряжений (область опорного давления), расположена под ВП – на стыке лежачего и висячего боков. И область сжимающих напряжений (область разгрузки) располагается в породах лежачего бока. Отличительной особенностью «слепого» ВП, является наличие породного целика. Располагаясь над ВП, он способствует формированию замкнутой зоны разгрузки, уменьшая размеры и сглаживая разноименные области концентрации напряжений. При этом их центр располагается в геометрическом центре ВП, что уменьшает размеры области разгрузки. Это способствует снижению уровня напряженности, а изолинии в висячем и лежачем боках стремятся к замыканию, способствуя повышению устойчивости вмещающих пород.

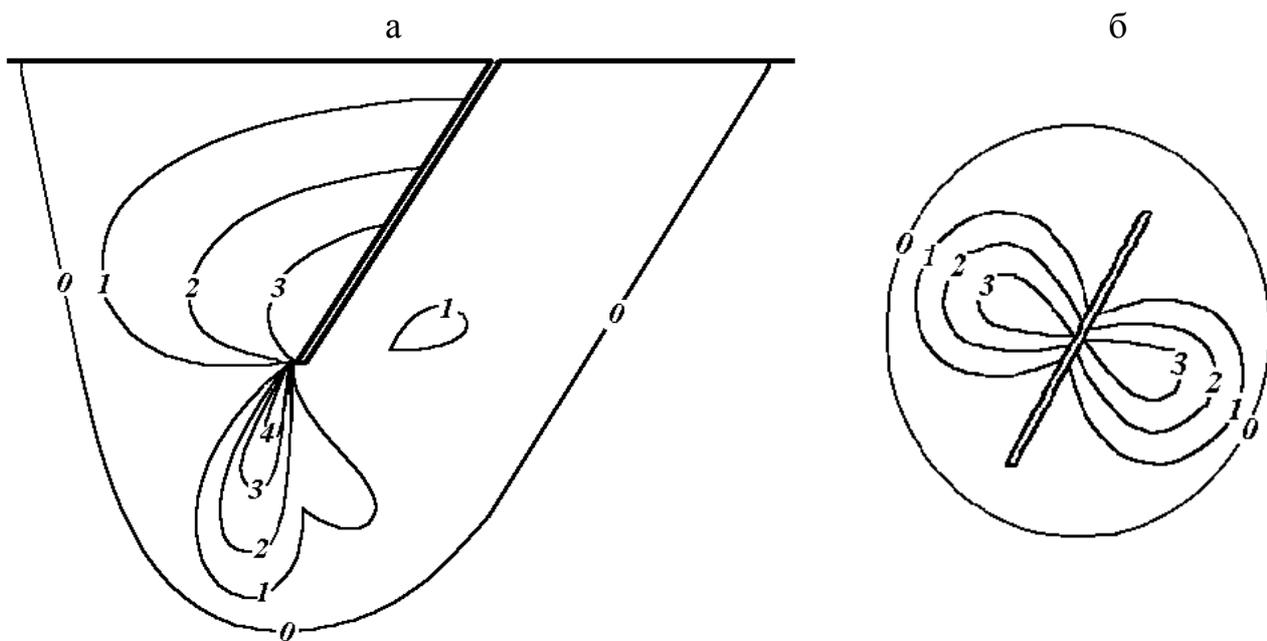


Рис. 2.2. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве зон разгрузки, окружающем ВП, которое имеет (а) и не имеет (б) выход на земную поверхность, МПа

Массив зоны разгрузки, окружающий «слепое» ВП, характеризуется двумя основными областями концентрации напряжений (рис. 2.2, б). Располагаясь в породах висячего и лежачего боков, они являются областями опорного давления. Массив вне областей опорного давления характеризуется пониженными значениями напряжений. Как в породах висячего, так и лежачего боков области разгрузки частично «обволакивают» области опорного давления, примыкая незамкнутой частью к обнажению массива.

Основные области концентрации напряжений, формирующиеся в массиве зон разгрузки разнотипных ВП, присущи как радиальным (нормальным) σ_r , так и тангенциальным (касательным) τ_r напряжениям. Последние характеризуются меньшими значениями напряжений. Оба вида напряжений формируют НДС массива горных пород. Отношение между предельными напряжениями растяжения σ_r и сдвига τ_r принимается равным $\sigma_r = 0,9\tau_r$. Следовательно, оценка НДС нами производится по максимальным напряжениям, действующим в массиве пород, – радиальным σ_r . Основные области концентрации напряжений располагаются в породах висячего и лежачего боков и на их стыке. Область растягивающих напряжений располагается в породах висячего бока. Она характеризуется прямо пропорциональной линейной зависимостью изменения напряжений (рис. 2.3, а). Значения напряжений в массиве возрастают от границы зоны разгрузки в направлении обнажения массива пород. Область сжимающих напряжений, располагающаяся в лежачем боку ВП, характеризуется параболической зависимостью изменения напряжений. Она присуща массиву, окружающему ВП, которые имеют выход на земную поверхность. Напряженность в массиве возрастает от границы зоны разгрузки до экстремума, а затем снижается до нуля в направлении обнажения массива ВП.

Наличие экстремума просматривается по всему массиву лежачего бока, включая область опорного давления, располагающуюся на стыке боков. Согласно расчетной схеме это площадки под углами $0-60^\circ$ и $225-360^\circ$. Экстремум является границей разделения подобластей опорного давления и разгрузки.

Область сжимающих напряжений, располагающаяся в породах на стыке боков, характеризуется параболической зависимостью распределения напряжений. Их значения и размеры для разнотипных ВП различны. Максимальные радиальные напряжения σ_p в массиве вокруг «слепых» ВП меньше в 7 раз, а глубина распространения областей в массив нетронутых пород меньше почти в 5 раз (при $H = 1000$ м). Это объясняется тем, что в «слепых» ВП массивы пород на стыке лежачего и висячего боков (над и под ВП) являются не областями опорного давления, а областями разгрузки. Область опорного давления у ВП с выходом на поверхность является переходной зоной. Напряжения в ней изменяются по линейной и параболической зависимостям.

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей радиальных напряжений σ_p от расстояния до границы зоны разгрузки (текущей координаты в зоне разгрузки – x) по центрам областей концентрации напряжений.

Для массива в окрестности ВП, имеющего выход на земную поверхность зависимости имеют вид:

- область растягивающих напряжений в породах висячего бока

$$\sigma_p = 0,0065x, \text{ МПа, при } R = 97\%, \quad (2.16)$$

где R – достоверность аппроксимации, %;

- область сжимающих напряжений в породах на стыке боков

$$\sigma_p = -0,043x^2 + 0,026x, \text{ МПа, при } R = 90\%; \quad (2.17)$$

- область сжимающих напряжений в породах лежачего бока

$$\sigma_p = -0,01A^2 + 0,006A, \text{ МПа, при } R = 97\%. \quad (2.18)$$

Для массива в окрестности «слепого» ВП зависимости имеют вид:

- области сжимающих напряжений в породах висячего и лежачего боков

$$\sigma_p = 0,0082x, \text{ МПа, при } R = 98\%; \quad (2.19)$$

- области растягивающих напряжений в породах на стыке боков

$$\sigma_p = 0,0068x, \text{ МПа, при } R = 98\%. \quad (2.20)$$

Моделирование влияния ВП на массив руд показало, что неизменными остаются основные области концентрации напряжений и закономерности их распределения. Наблюдается лишь превышение значений напряжений в массиве руд для исследуемой глубины 1000 м примерно в 1,5 раза.

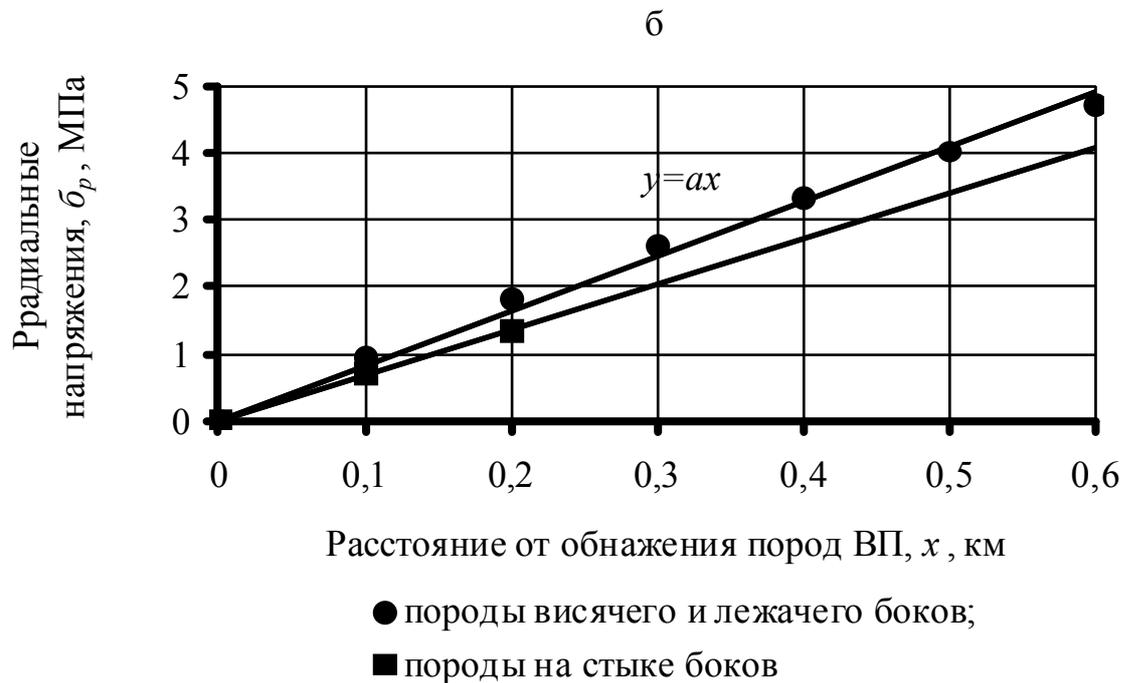
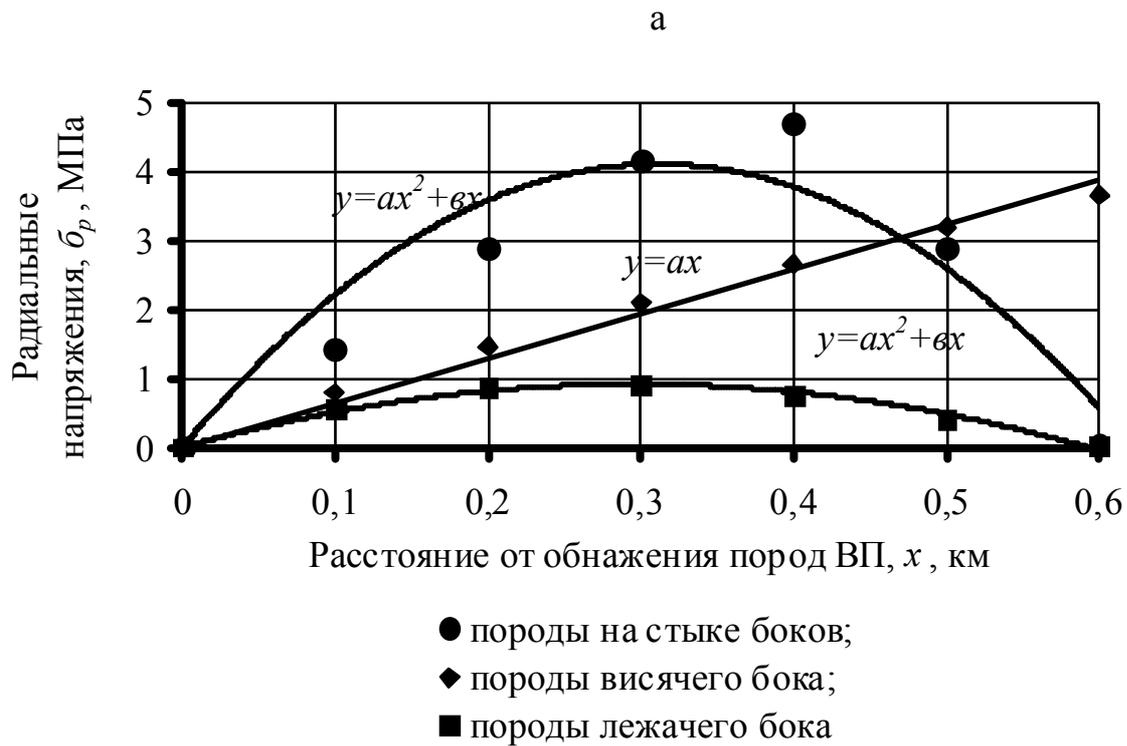


Рис. 2.3. Радиальные напряжения σ_r в массиве зон разгрузки, окружающем ВП, который имеет (а) и не имеет (б) выход на земную поверхность, МПа

Полученные результаты аналитического моделирования хорошо согласуются с результатами исследований, проведенных в Государственном научно-исследовательском горнорудном институте [9]. В.В. Цариковским с помощью вариационно-разностного метода исследовано влияние ВП на основные запасы Кривбасса, то есть на запасы богатых руд, находящиеся под ВП, на стыке висячего и лежащего боков. Сопоставление подтверждает хорошую сходимость результатов исследований, выполненных различными аналитическими методами моделирования.

При сравнении результатов моделирования массива в зонах разгрузки ВП различных типов установлен ряд разнящихся параметров, препятствующих проведению сравнительного анализа. К ним относятся горизонтальные и вертикальные пролеты, размер и форма зон разгрузки ВП, глубина концентрации максимальных напряжений. Эти факторы обуславливают индивидуальный подход к оценке влияния ВП, образованного обработкой разнотипных рудных тел.

Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего ВП массива позволило:

- выявить закономерности развития полей напряжений в массиве зон разгрузки ВП обоих типов;
- установить, что зоны разгрузки «слепых» ВП имеют меньшие размеры, форму и число областей концентрации напряжений;
- определить зависимости изменения уровня напряженности в основных областях зон разгрузки ВП на массивы руд и пород;
- установить, что изменение тангенциальных напряжений τ_p аналогично радиальным σ_p при меньших значениях напряжений.

Выполненные исследования подтверждают значимость учета типов ВП при оценке характера и степени влияния на вмещающий массив. Полученные результаты позволили оценить влияние на массив, попадающий в зону разгрузки ВП шахты, состоящей из разнотипных обработанных рудных тел.

Полученные результаты аналитического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью с данными других авторов, говорят о достоверности исследований.

Результаты аналитического моделирования различных типов ВП представлены в работе [81].

2.3. Влияние глубины распространения выработанного пространства на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива

Моделирование напряженного состояния в разделе 2.2 производили для фиксированной глубины распространения ВП $H = 1000$ м. Анализ глубин распространения ВП на момент вовлечения в разработку шахтами запасов охранных целиков показывает, что их диапазон значительно шире. В этой связи представляет интерес исследование напряженности вмещающего массива с изменением глубины распространения ВП.

При исследовании влияния глубины распространения, анализу были подвергнуты разнотипные ВП. При одинаковых геотехнических условиях моделирование влияния ВП производили в диапазоне глубин 500-1500 м. Увеличение глубины распространения сопровождалось увеличением граничных размеров ВП, что способствовало изменению формы и размеров зон разгрузки и повышению напряженности окружающего массива горных пород. Изменение радиальных напряжений σ_r в пределах зоны разгрузки представлено на рис. 2.4.-2.5. По распределению изолиний хорошо заметно увеличение уровня напряженности вмещающего массива пород с увеличением глубины.

Область растягивающих напряжений располагается в породах висячего бока. При увеличении глубины она увеличивается от 370 до 1000 м (рис. 2.4). Величины максимальных растягивающих напряжений увеличиваются от 1,2 до 7,6 МПа или порядка 0,5-1,6 γH . Серповидная форма изолиний увеличивается в масштабе.

Область сжимающих напряжений располагается на стыке висячего и лежачего боков. При возрастании глубины распространения ВП она также увеличивается от 400 до 1200 м. Это приводит к увеличению значений максимальных радиальных напряжений от 1,0 до 13,2 МПа, что составляет порядка 0,7-1,6 γH . Изолинии напряжений в породах на стыке боков имея каплевидную форму, примыкающую к торцу ВП узкой частью, увеличиваются. При распространении ВП ниже глубин 600 м изолинии области опорного давления соединятся с изолиниями областей сдвига и разгрузки, располагающихся в породах висячего и лежачего боков. Неизменным остается угол проникновения максимальных напряжений в массив пород, составляющий около 75° к горизонту.

Область сжимающих напряжений, располагаемая в породах лежачего бока, увеличивается от 410 до 1250 м. Величины максимальных сжимающих напряжений возрастают от 0,2 до 3,0 МПа или составляют порядка 0,3-0,9 γH . Изолинии напряжений носят замкнутый несимметричный характер. Центр их находится под устьем ВП. Для «слепых» ВП области опорного давления, располагающиеся в породах висячего и лежачего боков, являются симметричными относительно плоскости ВП (рис. 2.5). Их размеры увеличиваются от 240 до 720 м. При этом величины максимальных сжимающих напряжений возрастают от 1,1 до 7,8 МПа и составляют порядка 0,4-0,6 γH . Изолинии напряжений имеют каплевидную форму. С увеличением глубины размеры областей увеличиваются, а форма «капель» приобретает округлую форму.

Области растягивающих напряжений, располагающиеся в породах на границе лежачего и висячего боков, увеличиваются от 70 до 170 м. При этом величины максимальных сжимающих напряжений увеличиваются от 0,3 до 1,7 МПа или порядка 0,3-0,9 γH . Изолинии радиальных напряжений на рис. 2.5 не отображены вследствие незначительных размеров. Они имеют каплевидную форму подобно областям опорного давления для ВП, имеющих выход на земную поверхность.

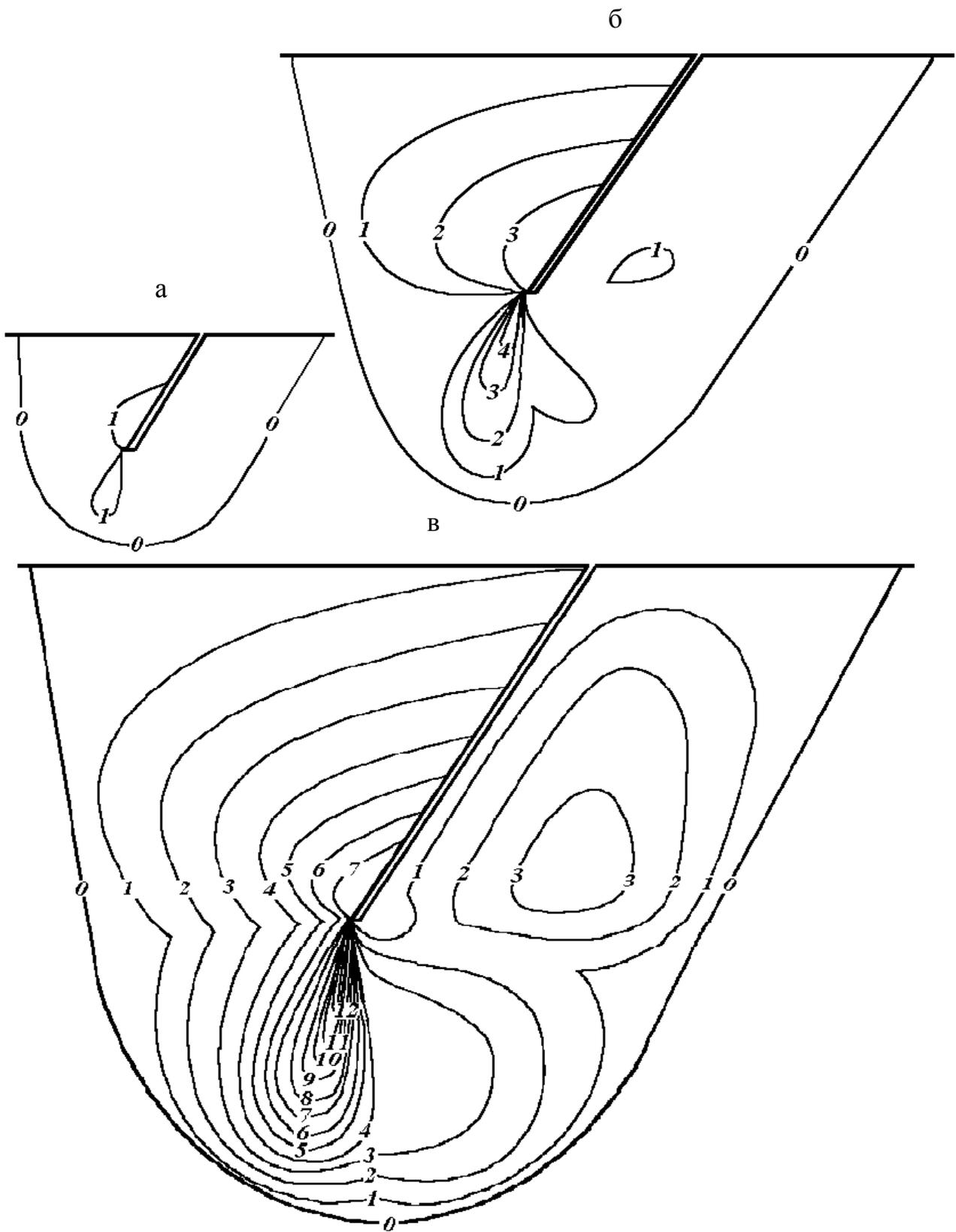


Рис. 2.4. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, которое имеет выход на земную поверхность при глубине распространения $H=500$ м (а), 1000 м (б) и 1500 м (в), МПа

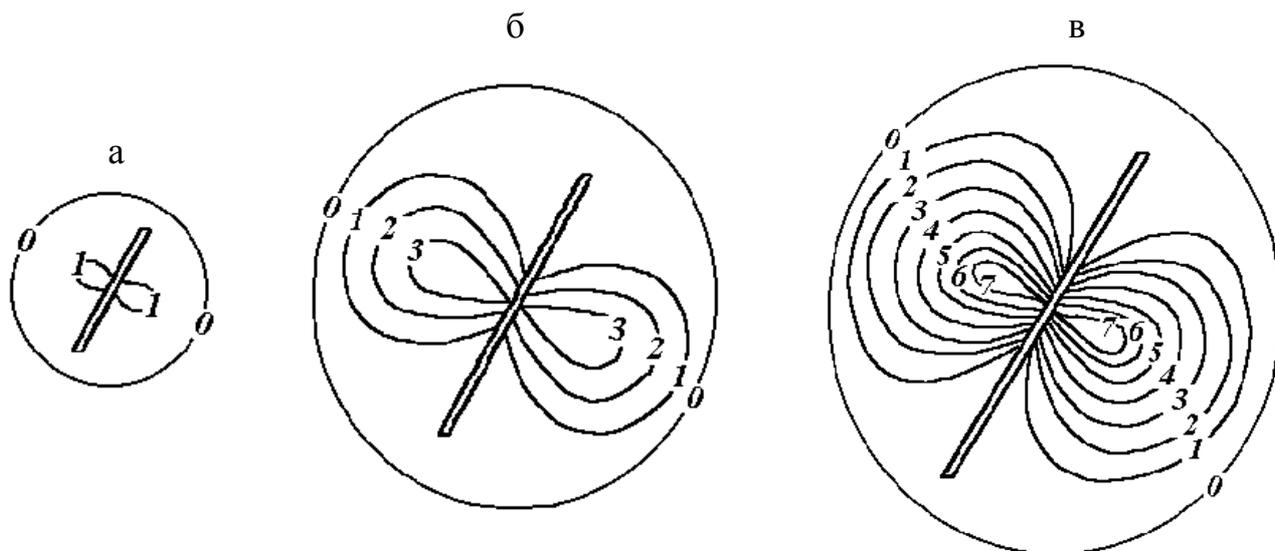


Рис. 2.5. Изолинии радиальных напряжений σ_p в массиве зоны разгрузки, окружающем «слепое» ВП, при глубине распространения $H = 500$ м (а), 1000 м (б) и 1500 м (в), МПа

Общую «картину» возрастания напряженности с увеличением глубины распространения ВП можно проследить по изменению максимальных радиальных напряжений, развивающихся в исследуемых областях (рис. 2.6). Анализ значений напряженности показал, что у «слепых» ВП их уровень выше в 2-3 раза для пород лежачего бока и в 3-25 раз ниже для пород стыка боков. Так же установлено, что влияние ВП на руду, находящуюся во вмещающем массиве, в 1,2-1,7 раза больше, чем на породу. Основным влияющим фактором исходных данных является объемная масса руды, превышающая объемную массу пород. Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения зависимостей радиальных напряжений σ_p от глубины распространения ВП H и объемной массы горных пород γ .

Для массива горных пород в окрестности ВП, выходящего на земную поверхность, зависимости имеют вид:

- область растягивающих напряжений в массиве висячего бока

$$\sigma_p = 0,126\gamma e^{0,0021H}, \text{ МПа, при } R = 98\%; \quad (2.21)$$

- область сжимающих напряжений в массиве на стыке боков

$$\sigma_p = 0,125\gamma e^{0,0021H}, \text{ МПа, при } R = 97\%; \quad (2.22)$$

- область сжимающих напряжений в массиве лежачего бока

$$\sigma_p = 0,133\gamma e^{0,002H}, \text{ МПа, при } R = 99\%. \quad (2.23)$$

Для массива горных пород в окрестности «слепого» ВП зависимости имеют вид:

- области сжимающих напряжений в массиве висячего и лежачего боков

$$\sigma_p = 0,131\gamma e^{0,0019H}, \text{ МПа, при } R = 94\%; \quad (2.24)$$

- область растягивающих напряжений в массиве на стыке боков

$$\sigma_p = 0,133\gamma e^{0,002H}, \text{ МПа, при } R = 90\%. \quad (2.25)$$

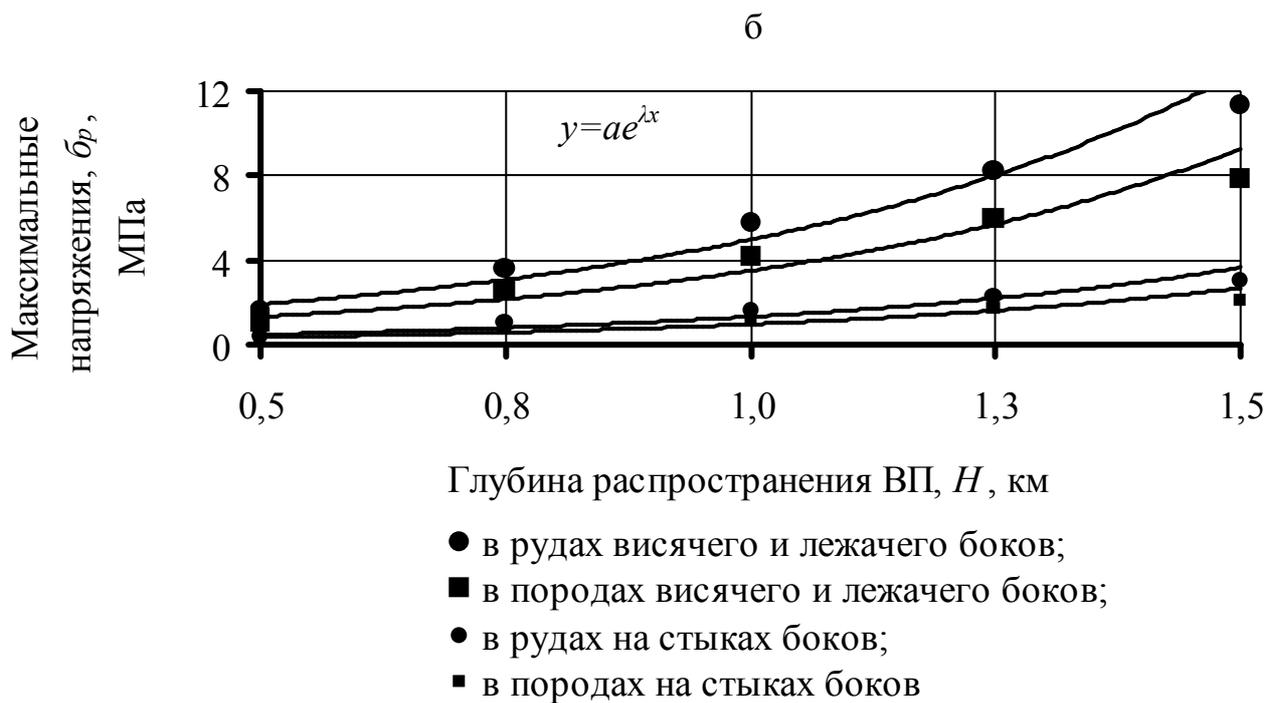
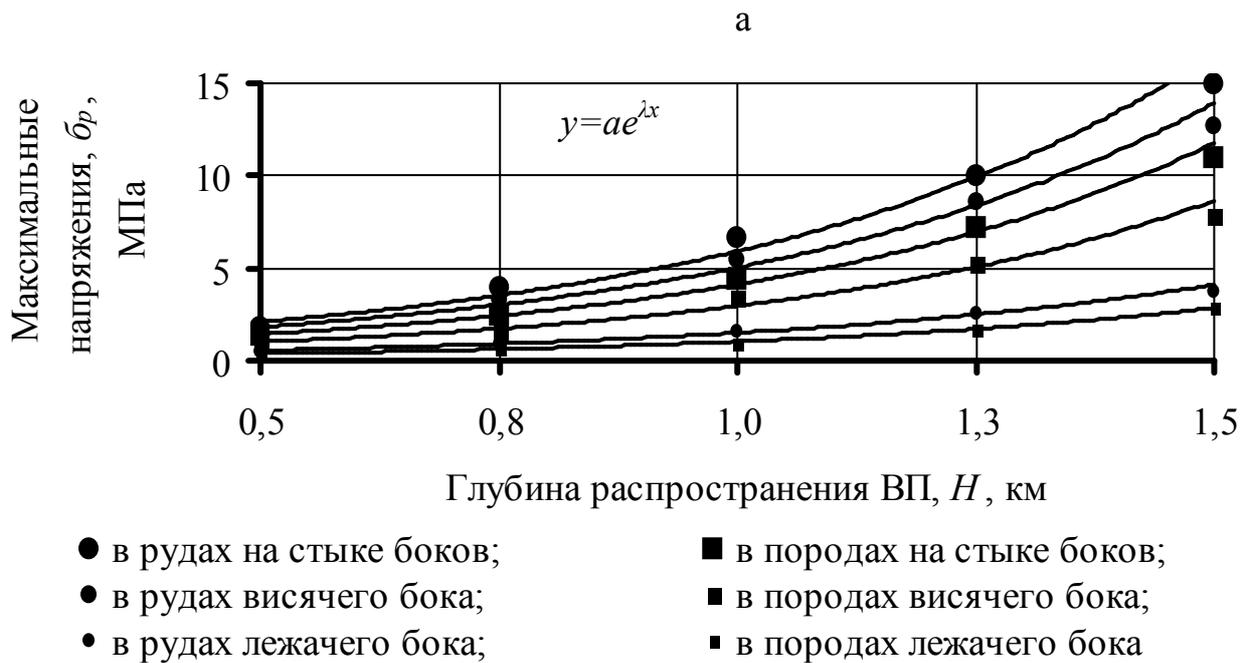


Рис. 2.6. Максимальные радиальные напряжения σ_r в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, которое имеет (а) и не имеет (б) выход на земную поверхность, при увеличении глубины распространения, МПа

Результаты моделирования глубины распространения ВП сопоставимы с данными исследований, проведенными в Криворожском техническом университете [43]. М.Б. Федько с помощью метода конечных элементов исследовал НДС промежуточных породных толщ при различной глубине ведения горных работ. Адекватность изменения качественной «картины» полей напряжений с увеличением глубины подтверждает достоверность результатов исследований, выполненных различными аналитическими методами моделирования.

Исследование НДС вмещающего массива позволило выявить экспоненциальную зависимость изменения напряжений при изменении глубины распространения ВП. Установлено, что при увеличении глубины увеличиваются как размеры, форма и области концентрации напряжений, так и значения напряжений σ_p . Выявлены закономерности изменения напряжений в основных областях концентрации, располагающихся в массиве висячего и лежащего боков, и на стыке висячего и лежащего боков. Также установлено, что изменение глубины распространения ВП оказывает только количественное изменение уровня напряженности вмещающего массива без изменения характера распределения полей напряжений в массиве зоны разгрузки ВП. Выполненные исследования подтверждают значимость учета глубины распространения ВП на напряженность вмещающих руд и пород. Поэтому при определении степени влияния на охранные целики необходим точный учет глубин распространения ВП. Полученные результаты аналитического моделирования глубины распространения ВП представлены в работе [83].

2.4. Влияние пространственной ориентировки выработанного пространства на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива

Приведенные выше результаты аналитического моделирования поведения массива горных пород вокруг разнотипных ВП при изменении глубины их распространения от 0 до 1500 м получены для фиксированных углов падения, склонения, горизонтальной мощности и длины отрабатываемых рудных тел. Анализ этих параметров по исследуемым шахтам колеблется в довольно широких пределах. Угол падения залежей α (далее угол распространения ВП) изменяется от 40 до 90°, угол склонения от 70 до 90° и мощность от 5 до 90 м. Помимо этого, границы охранных целиков, по отношению к ВП, располагаются под углами сдвижения пород от 40 до 90°. В этой связи представляют интерес исследования напряженности массива при изменении параметров пространственной ориентировки ВП.

При исследовании влияния угла падения анализу были подвергнуты также разнотипные ВП. При всех прочих равных исходных условиях моделирование влияния ВП производилось для углов 40-90° при глубине распространения 1000 м. Увеличение угла распространения сопровождается уменьшением граничных размеров ВП, что приводит к изменению формы и размеров зон разгрузки и понижению напряженности вмещающего массива. Изменение напряжений σ_p в массиве зоны разгрузки представлено на рис. 2.7 и 2.8. По распределению изолиний прослеживается снижение уровня напряженности пород с увеличением α . Это выражается в уменьшении размеров зон разгрузки и областей концентрации напряжений.

Область растягивающих напряжений, располагающаяся в породах висячего бока, на уровне торца ВП, уменьшается от 1000 до 430 м (рис. 2.7). При этом величины максимальных растягивающих напряжений в породах висячего бока увеличиваются от 2,6 до 4,8 МПа или порядка 0,9-1,6 γH . Серповидная форма изолиний радиальных напряжений становится вытянутой и более округлой. Выходя из торца ВП и примыкая в верхней части обнажения массива, изолинии напряжений сгущаются. При $\alpha = 90^\circ$ изолинии во вмещающих породах приобретают симметричную форму относительно плоскости ВП. С увеличением угла падения ВП область повышенных сжимающих напряжений уменьшается. При $\alpha = 50^\circ$ происходит уменьшение размеров зоны разгрузки ВП от 1200 до 420 м и деление ее на два одинаковых участка. Соответственно уменьшаются значения максимальных радиальных напряжений σ_r от 11,1 до 3,5 МПа, что составляет порядка 3,7-1,2 γH . Изолинии напряжений в породах на стыке боков, имея каплевидную форму, присоединенную узкой частью к углам торца ВП, уменьшаются. При $\alpha < 50^\circ$ область опорного давления сливается с областью сдвигения, располагающихся в породах висячего бока. При $\alpha = 90^\circ$ области опорного давления и сдвигения становятся симметричными относительно плоскости ВП. Область сжимающих напряжений, располагающаяся в породах лежачего бока, на уровне торца ВП, уменьшается от 1530 до 430 м. Величины максимальных сжимающих напряжений увеличиваются от 2,4 до 5,0 МПа или порядка 0,8-1,7 γH . Изолинии радиальных напряжений σ_r в породах лежачего бока из серповидной формы переходят в каплевидную. Их центр находится выше уровня торца ВП. Для массива вокруг «слепых» ВП области опорного давления, располагающиеся в породах висячего и лежачего боков, являются симметричными относительно ВП (рис. 2.8, а-в). При увеличении α их размеры уменьшаются от 520 до 380 м, что ведет к уменьшению величин максимальных сжимающих напряжений от 4,5 до 3,2 МПа или порядка 1,9-1,8 γH . Изолинии радиальных напряжений в породах висячего и лежачего боков из симметричной каплевидной формы переходят в овальную. Место их концентрации – массив вблизи геометрического центра ВП. Выходя из него, изолинии огибают часть массива зоны разгрузки и примыкают под смежным углом.

Области растягивающих напряжений, располагающиеся в породах на стыке лежачего и висячего боков, уменьшаются от 180 до 20 м. Величины максимальных растягивающих напряжений уменьшаются от 3 до 1,8 МПа. Это порядка 0,1-0,06 γH для нижнего торца ВП и 0,2-0,4 γH – для верхнего. Изолинии напряжений на рис. 2.8 не отображены, вследствие незначительных размеров самих областей. Им присуща каплевидная форма. Общую «картину» снижения напряженности с увеличением угла распространения можно проследить по изменению максимальных радиальных напряжений σ_r (рис. 2.9). Из графиков видно, что в породах висячего и лежачего боков напряженность снижается незначительно (рис. 2.9, а). Возрастание напряженности отмечается и в породах на стыке висячего и лежачего боков. Анализ значений напряжений σ_r показал, что у «слепых» ВП их уровень выше в 1,1-1,4 раза для пород висячего бока, и в 1,3-2,1 раза – для пород лежачего бока и ниже в 1,7-5,4 раза – для пород на стыке боков. Установлено, что влияние на массив руд, размещающийся в зоне разгрузки в 1,2 раза больше, чем на массив пород.

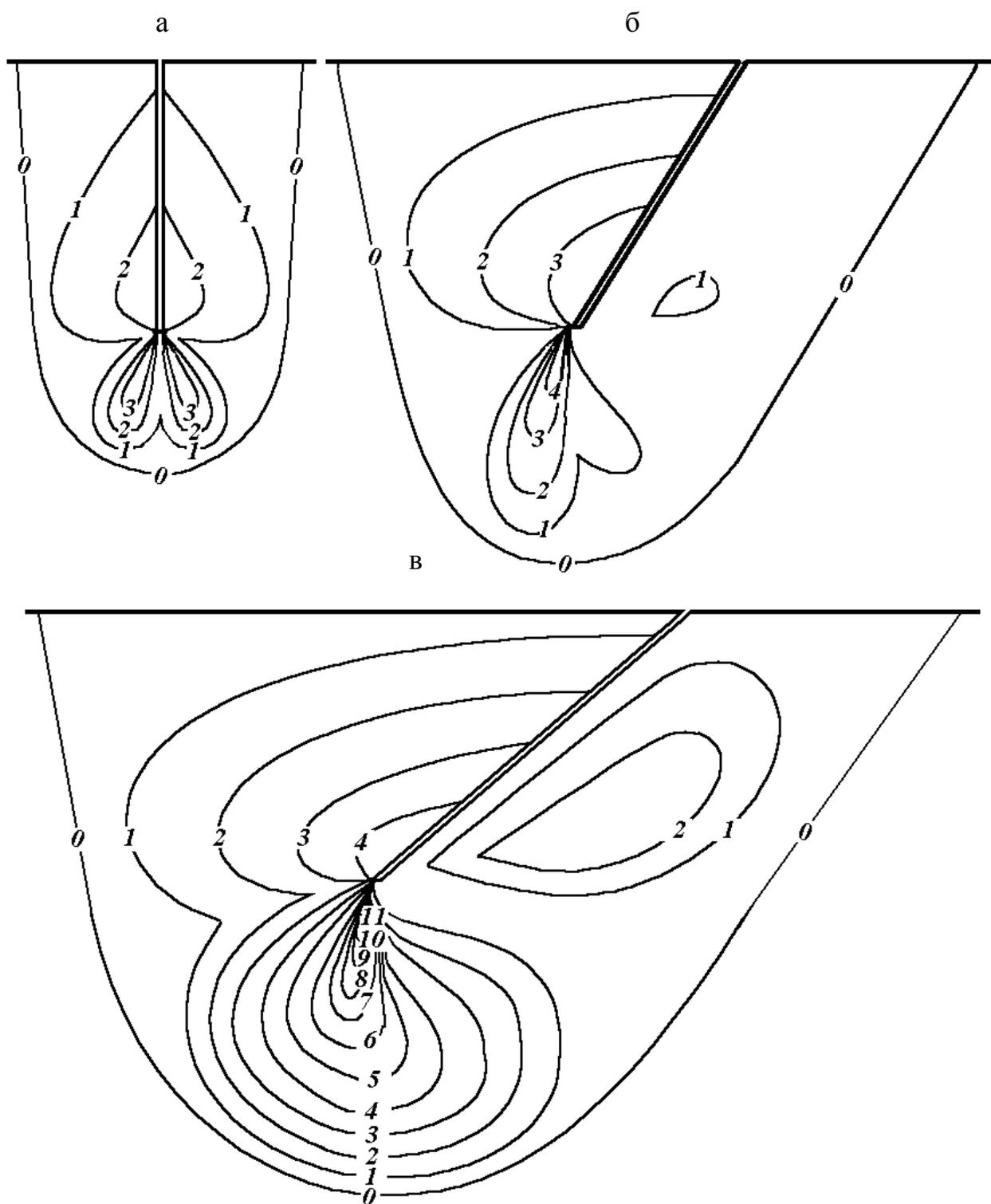


Рис. 2.7. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, которое имеет выход на земную поверхность, при угле падения $\alpha = 90^\circ$ (а), 60° (б) и 40° (в), МПа

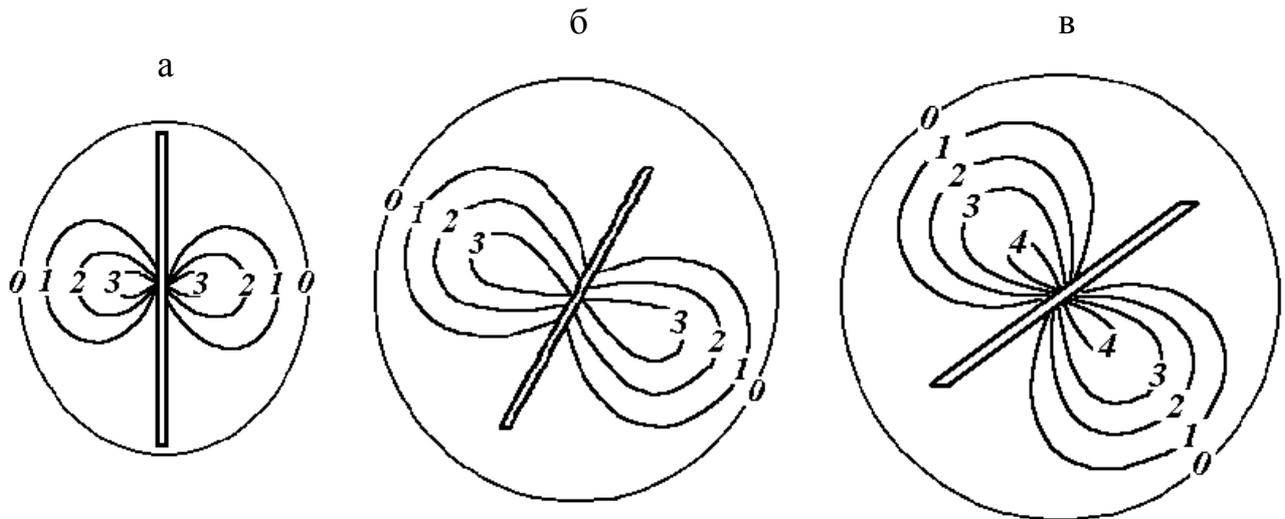


Рис. 2.8. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве зоны разгрузки, окружающем «слепое» ВП, при угле падения $\alpha = 90^\circ$ (а), 60° (б) и 40° (в), МПа

Проведя множественную аппроксимацию значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения радиальных напряжений σ_r от угла распространения ВП α , объемной массы горных пород γ , глубины распространения ВП H , глубины ведения горных работ $H_в$ и расстояния от границы зоны разгрузки ВП x .

Для ВП, выходящего на земную поверхность, зависимости имеют вид:

- область растягивающих напряжений в массиве висячего бока

$$\sigma_r = \frac{(0,037\gamma x - 0,005x)0,112e^{0,002H} 49,46\alpha^{-0,95}}{(-0,000003H^2_{мв} + 0,004H_{мв})^{-1}}, \text{ МПа, при } R = 89\%; \quad (2.26)$$

- область сжимающих напряжений в массиве на стыке боков

$$\sigma_r = \frac{(-0,00005x^2 + 0,033x)(4,9\gamma - 0,715)}{(-0,096e^{0,002H} 1622,8\alpha^{-1,8} K_\beta)^{-1}}, \text{ МПа, при } R = 87\%; \quad (2.27)$$

- область сжимающих напряжений в массиве лежачего бока

$$\sigma_r = \frac{(4\gamma - 0,4)0,134e^{0,002H} 0,168\alpha^{0,468} 0,001H_{мв}}{(-0,00001x^2 + 0,008x)^{-1}}, \text{ МПа, при } R = 95\%. \quad (2.28)$$

Для «слепых» ВП зависимости имеют вид:

- область сжимающих напряжений в массиве висячего и лежачего боков

$$\sigma_r = \frac{(0,042\gamma x - 0,004x)0,124e^{0,002H} 15,07\alpha^{-0,667}}{(-0,0002\beta^2 + 0,05\beta - 2,92)^{-1}}, \text{ МПа, при } R = 94\%, \quad (2.29)$$

где β – угол между напряжением σ_r и горизонтальной плоскостью, град.

- область растягивающих напряжений в массиве на стыке боков

$$\sigma_r = \frac{0,034\gamma x 0,01e^{0,004H} 0,00004\alpha^{2,484}}{(-0,0006\beta^2 + 0,052\beta - 1,616)^{-1}} \cdot \text{ МПа, при } R = 88\%. \quad (2.30)$$

Исследование угла склонения производили так же для разнотипных ВП. При равных исходных условиях моделирование выполнено для углов 70-90° при глубине распространения $H = 1000$ м. Увеличение угла склонения сопровождается уменьшением граничных размеров ВП и изменением формы, размеров зон разгрузки по простиранию пород, а также понижением напряженности массива. Изменение радиальных напряжений σ_r в массиве зоны разгрузки происходило аналогично изменению при моделировании угла распространения ВП. Это объясняется равенством потенциальных напряжений нетронутого массива, действующих по и вкрест простирания пород. Установлено, что мощность ВП, изменяющаяся от 5 до 90 м, незначительно влияет (до 6%) на общий уровень напряженности вмещающего массива. Увеличение зон разгрузки происходит на величину мощности залежи, оставляя неизменной их глубину и, соответственно, значения напряжений. Это говорит о том, что в массиве вокруг трещин формируются аналогичные зоны разгрузки с параметрами, сходными с ВП. Данный факт подтверждается результатами, полученными в НГУ Дычковским Р.Е. Им исследована напряженность массива у границ полей напряжений, вызванных разрывными геологическими нарушениями [84]. Моделирование массива в зоне разгрузки, окружающем ВП, производили при изменении длины обрабатываемых рудных тел $l = 50-500$ м. Увеличение l сопровождается увеличением размеров зоны разгрузки по простиранию пород и повышением напряжений в массиве на флангах, подобно рис. 2.7, а.

Полученные результаты моделирования пространственной ориентировки ВП сопоставимы в качественном соотношении с данными исследований, проведенных в Криворожском техническом университете Г.С. Гаркушей [85] и В.М. Кучером [86]. С помощью метода конечных элементов исследовано НДС обнажения пород и междукамерных целиков при различных углах падения залежи. С увеличением угла падения от 40 до 90° напряжения в конструктивных элементах камерных систем разработки снижаются с большей интенсивностью. Подобную «картину» можно наблюдать на рис. 2.9. Возрастание напряжений отмечается в породах на стыках висячего и лежащего боков. Сравнение полученных результатов подтверждает сходимость результатов моделирования термодинамическим методом и методом конечных элементов. Исследование НДС вмещающего массива позволило установить закономерности изменения полей напряжений при различных параметрах пространственной ориентировки ВП, а именно: при увеличении углов распространения, склонения и сдвижения ВП уменьшаются размеры, форма и области концентрации напряжений; незначительным оказалось влияние мощности обрабатываемых залежей на напряжение, а длина ВП изменяла размеры, форму, напряженность по простиранию пород; увеличение углов залегания приводит к уменьшению общего уровня напряженности в массиве зоны разгрузки ВП; выявлена степенная зависимость изменения напряжений в областях концентрации, располагающихся в массиве висячего и лежащего боков, на их стыках и флангах ВП; изменение углов распространения ВП вызывает помимо количественного изменения уровня напряженности массива и изменение характера распределения напряжений. Выполненные исследования подтверждают значимость влияния параметров пространственной ориентировки ВП на напряженность вмещающих руд и пород. Полученные результаты представлены в работе [87].

2.5. Влияние деформации массива, вмещающего выработанное пространство, на напряженность охранных целиков

Физико-механические свойства руд и пород, вмещающих ВП, по исследуемым шахтам представлены в довольно широких пределах. Прочность руд колеблется от 30 до 180 МПа, а вмещающих пород – от 40 до 210 МПа. Объемная масса руд изменяется от 0,28 до 0,47 МН/м³ и вмещающих пород от 0,18 до 0,28 МН/м³. Приведенные выше результаты исследований получены без учета деформационных свойств массива руд и пород вмещающих ВП. Это связано с тем, что изменение прочности массива незначительно влияло на изменение полей напряжений. Расчеты показывают, что прочность горных пород оказывает существенное влияние на деформацию вмещающего ВП массива. Разрушающая деформация происходит в местах, где реальные напряжения, возникающие в массиве зоны разгрузки, превышают предельно допустимые на растяжение или сдвиг. Разницу между действующими и предельными напряжениями отражает коэффициент запаса прочности. Для оценки процессов деформирования, протекающих в горной породе, предел прочности на растяжение σ_{pg} и сдвиг τ_g определяли по методике [78]

$$\sigma_{pg} = 0,13K_{co}\sigma_{сж}, \text{ МПа}; \quad (2.31)$$

$$\tau_g = 0,15K_{co}\sigma_{сж}, \text{ МПа}, \quad (2.32)$$

где K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, принимается по рекомендации В.В. Ржевского от 0,2 до 0,33 в зависимости от степени трещиноватости горных пород.

Затем устанавливали значения коэффициента запаса прочности в массиве зоны разгрузки, окружающей ВП во всех расчетных точках вдоль площадок:

- при растяжении

$$n_p = \sigma_{pg}\sigma_{pm}^{-1}, \text{ раз}; \quad (2.33)$$

- при сдвиге

$$n_\tau = \tau_g\tau_{pm}^{-1}, \text{ раз}. \quad (2.34)$$

Точки, в которых $n_p = 1$ и $n_\tau = 1$, очерчивают область деформирования массива.

В качестве примера рассмотрим формирование областей деформации массива при различной прочности пород (рис. 2.10). Результаты расчетов представлены в табл. 2.2-2.3. На рис. 2.10 отображены размеры массива в зонах разгрузки, окружающем ВП для граничных значений исследуемого интервала прочности пород. По изменению формы зон разгрузки наглядно видно, что с понижением прочности горных пород они приобретает вытянутую форму. Это связано с изменением отношения вертикального потенциального напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ к горизонтальному $\Delta\sigma_{x(y)}$.

Таблица 2.2

Величина разрушающей деформации массива пород вокруг ВП,
которое имеет выход на земную поверхность

Прочность вмещаю- щих пород, $\sigma_{сж}$, МПа	Величина разрушающей деформации массива при изменении глубины распространения ВП, м					
	Породы висячего бока			Породы на стыке висячего и лежащего боков		
	500	1000	1500	500	1000	1500
40	10	480	1062	67	446	1128
60	8	332	892	18	346	1056
80	6	200	737	13	245	1000
100	4	69	591	10	150	931
120	3	15	436	7	60	874
140	2	10	280	3	10	806
160	1	5	135	1	5	750

Таблица 2.3

Величина разрушающей деформации массива вокруг «слепого» ВП

Прочность вмещаю- щих пород, $\sigma_{сж}$, МПа	Величина разрушающей деформации массива при изменении глубины распространения ВП, м					
	Породы висячего бока			Породы лежащего бока		
	500	1000	1500	500	1000	1500
40	500	1000	1500	500	1000	1500
60	100	470	900	100	470	900
80	50	260	630	50	260	630
100	10	160	460	10	160	460
120	5	10	350	5	10	350
140	3	5	275	3	5	275
160	1	1	220	1	1	220

Вокруг ВП, выходящего на земную поверхность, предельно допустимые напряжения возникают в породах висячего бока и на стыке висячего и лежащего боков (рис. 2.10, а). Вид действующих в них напряжений, размеры и форма областей приводят к различной степени деформации массива. Так, например, в породах висячего бока преобладают растягивающие напряжения, которые приводят к разрушению и сдвигу вмещающих пород.

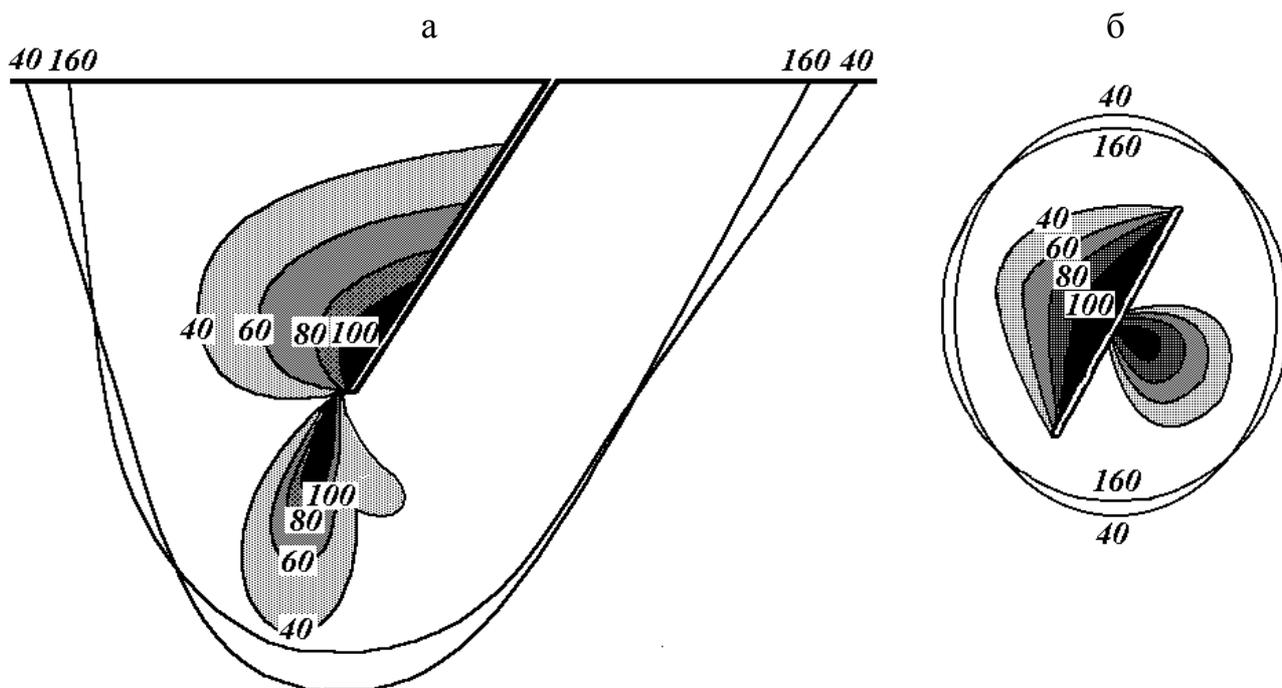


Рис. 2.10. Развитие областей разрушающей деформации при различной прочности пород в массиве зон разгрузки, окружающем ВП, которое имеет (а) и не имеет (б) выход на земную поверхность

В породах на стыке висячего и лежачего боков, в области опорного давления, преобладают сжимающие напряжения. Они приводят к повышению горного давления, что влечет изменение всех параметров исследуемого массива горных пород. Интенсивное разрушение массива в области повышенного давления происходит при условии проведения в нем подготовительных выработок и образованием очистных камер. На рис. 2.11, а представлены закономерности изменения предельно допустимых напряжений при различной прочности пород для усредненных геотехнологических параметров ВП.

Процесс образования ВП растянут во времени на десятилетия, в то время как процесс разрушения вмещающего массива носит нарастающий характер. При моделировании глубины распространения ВП с шагом на высоту этажа области разрушающей деформации охватывают все обнажения пород висячего бока. В этом случае их верхняя часть сосредотачивается у устья, а нижняя – у торца ВП.

В лежащем боку массив не деформируется, а при увеличении ВП происходит перемещение области концентрации напряжений вдоль обнажения пород лежащего бока, что способствует частичному сползанию обнажения пород. За счет перемещения области концентрации напряжений массив лежащего бока испытывает повышенное, а затем пониженное давления. Деформация массива происходит без разрушения, что способствует увеличению естественной трещиноватости пород и снижению прочностных свойств массива. Процесс деформирования вмещающих пород принято оценивать по величине разрушающей деформации для областей концентрации напряжений.

Влияние объемной массы на уровень напряженности массива пород в зонах разгрузки напряжений ВП исследовано в разделах 2.3 и 2.4. Аналитические зависимости напряжений получены при исследовании всего спектра объемной массы руд и пород. Изменение напряженности при исследовании объемной массы горной породы осуществляется по линейной прямо пропорциональной зависимости. Существенное влияние объемной массы на изменение уровня напряженности отмечается при попадании массива руды в область концентрации напряжений. Так, например, запасы охранных целиков на шахте «Юбилейная», располагающиеся в породах лежачего и висячего боков, а также на их стыке и флангах ВП, попадают в области повышенных растягивающих и сжимающих напряжений. Ведение горных работ в этих областях должно сопровождаться точным учетом параметров деформации массива горных пород, вмещающего ВП.

Проведя множественную аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены зависимости предельных радиальных напряжений σ_r от величины деформации U , соответствующих прочности массива $\sigma_{сж}$.

Для ВП, выходящего на земную поверхность, зависимости имеют вид:

- в области растягивающих напряжений для массива висячего бока

$$U = (-0,005\sigma_{сж} + 0,9)H, \text{ м, при } R = 98\%; \quad (2.35)$$

- в области сжимающих напряжений для массива на стыке боков

$$U = (-0,0047\sigma_{сж} + 0,9)H, \text{ м, при } R = 97\%. \quad (2.36)$$

Для «слепого» ВП

- в области растягивающих напряжений для массива висячего бока

$$U = (-0,006\sigma_{сж} + 0,9)H, \text{ м, при } R = 84\%. \quad (2.37)$$

Результаты моделирования величины разрушающей деформации хорошо сопоставимы с данными исследований, проведенных в Криворожском техническом университете В.Ф. Лавриненко и В.И. Лысак [88]. Разработанная ими методика по определению параметров устойчивой сводообразной полости, образуемой в массиве висячего бока ВП, подтверждает полученный характер разрушения пород висячего бока. Сравнение результатов подтверждает хорошую сходимость результатов моделирования.

Исследование увеличения областей разрушения массива, вмещающего ВП, при его поэтапном увеличении может быть описано линейными зависимостями. Установлено, что при увеличении глубины распространения ВП деформация вмещающего массива осуществляется по прямо пропорциональной зависимости. Полученные зависимости величины разрушающей деформации U для различных глубин распространения ВП позволяют определять размеры и форму полости ВП. Выполненные исследования подтверждают значимость характера и величины разрушения массива на изменение параметров зон разгрузки напряжений вокруг ВП.

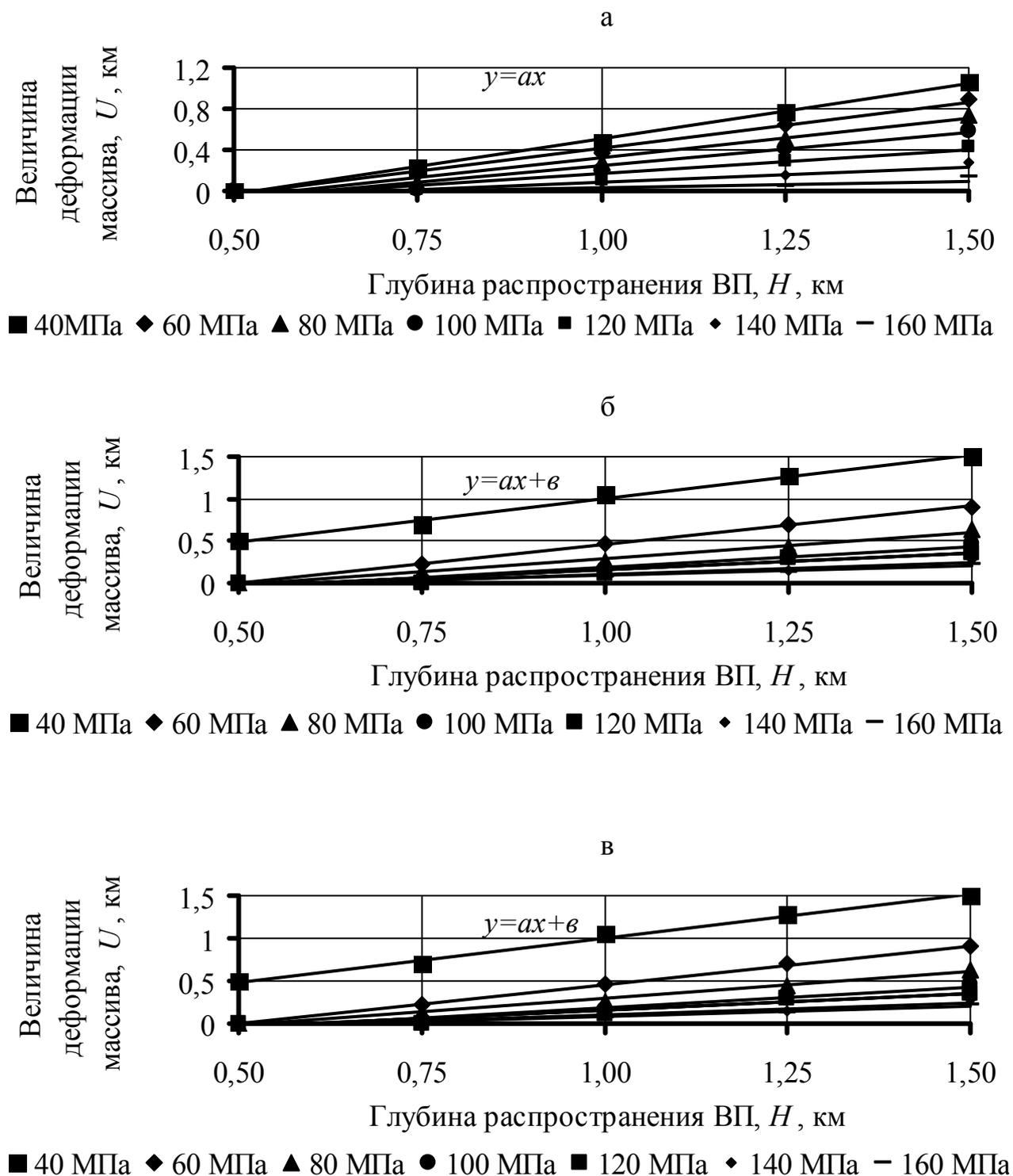


Рис. 2.11. Величина разрушающей деформации U , км:
 а – в породах висячего бока ВП, выходящего на поверхность;
 б – в породах на стыке боков ВП, выходящего на поверхность;
 в – в породах висячего и лежачего боков «слепого» ВП

ВЫВОДЫ

1. Аналитические исследования напряженно-деформированного состояния массива в зоне разгрузки напряжений позволили установить соответствующие типу ВП размеры, форму и основные области концентрации напряжений. Закономерности изменения тангенциальных напряжений τ_p аналогичны радиальным σ_p при меньших значениях напряженности. Моделирование влияния ВП на массив руд показало, что неизменными остаются основные области концентрации напряжений и закономерности их распределения. Наблюдается лишь превышение значений напряженности в массиве руды в 1,5 раза для глубины распространения ВП $H = 1000$ м.

2. При исследовании глубины распространения ВП установлено, что ее повышение приводит к увеличению размеров, формы областей концентрации напряжений. Выявлена экспоненциальная зависимость изменения напряженности в основных областях концентрации при изменении глубины распространения ВП. Анализ значений напряженности показал, что в массиве вокруг «слепых» ВП их уровень выше в 2-3 раза для пород лежачего бока и в 3-25 раз ниже для пород, расположенных на стыке висячего и лежачего боков. Также установлено, что влияние ВП на массив руд в 1,2-1,7 раза больше, чем на массив пород. Основным влияющим фактором определена объемная масса руды, которая превышает объемную массу породы. Также установлено, что изменение глубины распространения ВП оказывает только количественное изменение уровня напряженности без изменения характера распределения полей напряжений в массиве зоны разгрузки напряжений.

3. Исследование напряженности массива при изменении параметров пространственной ориентировки ВП проводилось для различных углов падения, склонения и сдвижения, мощности и длины отрабатываемых рудных тел. Установлено, что при увеличении углов распространения происходит помимо количественного изменения уровня напряженности массива по степенной зависимости и изменение характера распределения полей напряжений в областях их концентрации. Анализ значений напряженности показал, что в массиве вокруг «слепых» ВП уровень значений выше в 1,1-1,4 раза для пород висячего бока, в 1,3-2,1 раза – для пород лежачего бока и ниже в 1,7-5,4 раза для пород на стыке боков. Также установлено, что влияние на массив руд в 1,5 раза больше чем на массив пород для фиксированной глубины 1000 м. Незначительным оказалось влияние мощности ВП на напряженность массива, а длина ВП влияла на размеры, форму и величину напряжений в зоне их разгрузки по простирацию пород.

4. Исследование областей разрушения массива в зонах разгрузки напряжений, окружающих ВП, проводилось при изменении прочности и объемной массы горных пород. Установлено, что при увеличении прочности пород снижается величина деформации массива по линейным зависимостям. Полученные зависимости позволяют определить состояние массива пород, вмещающего ВП.

3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИИ МАССИВА ОХРАННОГО ЦЕЛИКА ПОД ВЛИЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

3.1. Методика моделирования областей деформации в массиве охранных целиков, окружающем выработанное пространство

Физическое моделирование областей деформации массива вокруг ВП необходимо для контроля результатов аналитического моделирования. Опираясь на результаты сравнительного анализа методов физического моделирования, автором определен наиболее целесообразный метод лабораторных исследований, которым является моделирование на эквивалентных материалах. Метод физического моделирования на эквивалентных материалах, разработанный Г.Н. Кузнецовым [82], определен как наиболее эффективный для решения поставленных задач. Методика физического моделирования предельно – допустимых напряжений вокруг ВП включает в себя следующие этапы: подбор и приготовление эквивалентного материала; формирование и нагружение модели; проведение экспериментов.

Эквивалентный материал подбирали первоочередной задачей в процессе физического моделирования. Широкий диапазон физико-механических свойств горных пород, представленный в аналитических исследованиях, весьма трудно воспроизвести в лабораторных условиях. Поэтому подбор и испытание эквивалентных материалов проводили для горной породы с усредненными физико-механическими параметрами – мартитовым кварцитам. Испытание эквивалентного материала начинали с проверки его на соответствие основным требованиям моделирования: количественное подобие физико-механических свойств эквивалентного и натурального материалов; качественное соответствие характера деформации эквивалентного и натурального материалов; технологичность в качестве и скорости изготовления эквивалентного материала; однородность, прочность и деформационность материала по всему объему модели; постоянство свойств готового материала при изменении условий окружающей среды и течения времени; доступность и дешевизна составляющих компонентов эквивалентного материала.

Подбор эквивалентного материала производился путем определения предела прочности на сжатие, модуля упругости и коэффициента Пуассона. Подбор производился по цилиндрическим образцам сечением 211 мм² и высотой 74 мм с помощью малогабаритного пресса, позволяющего регистрировать нагрузку и соответствующие деформации на образцах. Пресс состоит из корпуса, штока, трех рабочих пластин, соединенных с индикаторами часового механизма ИЧ 10 МН. Состав эквивалентного материала подбирали по основным физико-механическим параметрам с целью воспроизводства горных пород Криворожского бассейна. Моделирование выполняли на эквивалентном материале № 3, свойства которого максимально приближаются к мартитовым кварцитам. В состав эквивалентного материала № 3 входит кварцевый песок – 50%, молотый гранит – 15%, чугунная стружка – 10%, измельченная слюда – 5% и парафин – 20%. Результаты испытаний принятого к моделированию материала приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Основные физико-механические параметры эквивалентного материала
№3

Характеристика материала	Натура	Модель
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	100	0,60-0,70
Модуль Юнга, МПа	$3,22 \cdot 10^5$	$0,421 \cdot 10^5$
Объемная масса, МПа	0,30	0,16-0,20
Коэффициент Пуассона	0,33	0,33

При построении зависимости процесса деформирования эквивалентного материала принималось среднее значение деформации материала в серии рис. 3.1.

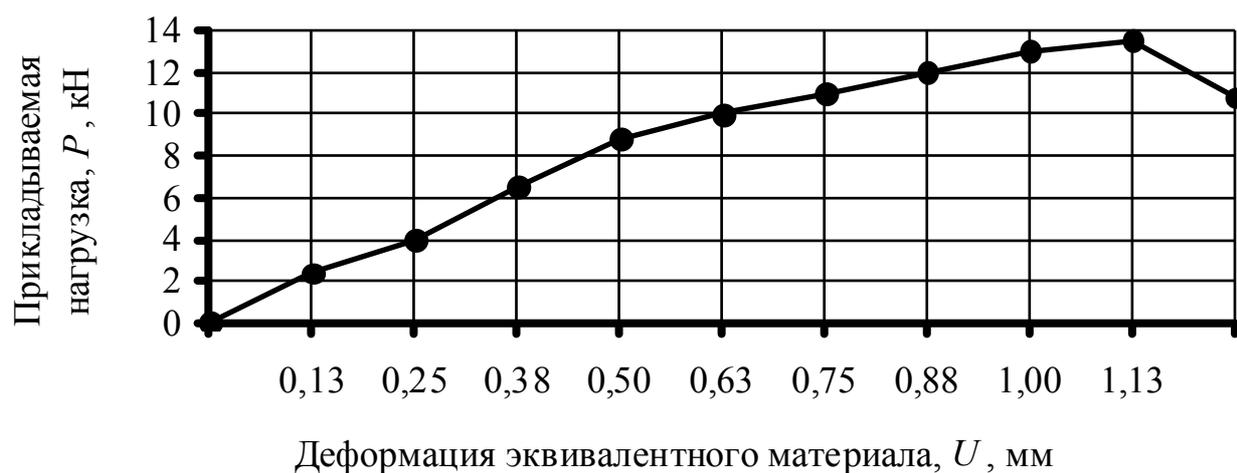


Рис. 3.1. Характер деформации эквивалентного материала при увеличении внешней нагрузки

Приготовление эквивалентного материала производили в следующем порядке. Кварцевый песок просеивали и промывали для удаления крупных фракций и посторонних примесей. Затем рассыпали тонким слоем на металлическом листе и просушивали в течение 5-7 дней. С целью равномерного просыхания каждые сутки песок несколько раз перемешивали. Затем подготовленный песок смешивали с молотым гранитом, переизмельченной чугушной стружкой и слюдой и мелко натертым парафином. Полученную смесь тщательно перемешивали, укладывали в металлическую емкость с плотной крышкой и помещали на водяную баню. Смесь прогревали 2-3 ч с 4-6 кратным перемешиванием для равномерности нагревания.

Полученный эквивалентный материал проверяли на соответствие основным определяющим характеристикам прочности, то есть временному сопротивлению пород на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p .

Соблюдение условий подобия выполняли путем соответствия равенств:

– для внешних нагрузок

$$P_m = \frac{\gamma_m l_m^3}{\gamma_n l_n^3} P_n, \text{ кН}, \quad (3.1)$$

где γ_n, γ_m – объемная масса материала натуре и модели, соответственно;

– для процессов деформирования

$$R_{сж,м} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{сж,н}, \text{ кН}; \quad (3.2)$$

$$R_{p,м} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{p,н}, \text{ кН}. \quad (3.3)$$

Для соблюдения подобия упругой деформации массива горных пород выполнялись условия

$$E_m = \frac{\gamma_m l_m}{\gamma_n l_n} E_n; \quad (3.4)$$

$$\nu_m = \nu_n, \quad (3.5)$$

где E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона.

Для соблюдения подобия пластической деформации массива пород выполняем следующее условие

$$\frac{\varepsilon_{n,м}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_m} = \frac{\varepsilon_{n,н}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_n}. \quad (3.6)$$

При этом

$$(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma), \quad (3.7)$$

где ε_n и ε_y – пластическая и упругая относительные деформации.

Нагружение модели производили на стенде для плоского моделирования горного давления (рис. 3.2). Стенд физического моделирования состоит из камеры размером 500×500 мм, прикрытой стенкой из оргстекла толщиной 30 мм; крепежных винтов и системы рычажных домкратов. К верхней крышке крепили ребра жесткости, предохраняющие выпучивание оргстекла.

Формирование модели осуществляли в рабочей камере стенда слоями толщиной до 10 мм разогретого эквивалентного материала. Внутреннюю поверхность рабочей камеры перед формированием модели протирали графитовым порошком для уменьшения сил трения эквивалентного материала о поверхность камеры. С целью создания монолитной модели производили закатку и вспушивание поверхности каждого укладываемого слоя. Уплотнение каждого слоя осуществляли с приложением статической нагрузки массой 200 Н.



Рис. 3.2. Общий вид стенда физического моделирования с инструментарием

После полного формирования модели к ней в течение часа прикладывали нагрузку интенсивностью 650 Н. После снятия первоначальной нагрузки отвинчивали стеклянную стенку стенда и на поверхности модели наносили прямоугольную мерную сетку с размером ячеек 20×20 мм. В центре модели образовывали полость, моделирующую «слепое» ВП. Затем на каждой последующей модели увеличивали горизонтальный и вертикальный пролеты ВП на один обрабатываемый этаж. После очередного увеличения полости в эквивалентном материале устанавливали переднюю стенку стенда, ребра жесткости и посредством домкратов массив загружали. Нагрузка задавалась в

соответствии с расположением геометрического центра ВП с интервалом в 700 Н. Развивающиеся в массиве деформации контролировали по мерной сетке и регистрировали фотоаппаратом. Положение установки фотоаппарата было фиксировано на время всего эксперимента.

В соответствии с методикой исследования, порядок проведения экспериментов состоял из трех этапов. Первый этап включал серии по изучению характера деформации сплошной модели, то есть без образования ВП. Исследованию подлежала качественная «картина» поведения массива модели. Она строилась на основании изучения изменений фиксированного квадрата мерной сетки. Второй этап состоял из образования и постепенного увеличения ВП в предварительно напряженном массиве модели. Третий этап был посвящен изучению закономерностей деформаций в массиве при изменении угла распространения ВП.

Минимально-необходимое количество испытаний каждого варианта определяли по формуле

$$n = t_{\alpha}^2 \left(\frac{\eta}{g} \right)^2, \text{ шт.}, \quad (3.8)$$

где t_{α} – коэффициент Стьюдента; η – коэффициент вариации, %; g – допустимое отклонение, %.

Допустимое отклонение составляет 10%, тогда t_{α} составляет 1,64. Достаточное количество испытаний для каждого варианта будет 2,69. Таким образом, учитывая высокую однородность эквивалентного материала, испытания каждого рассматриваемого варианта должно производиться не менее трех раз. Фактически с учетом отладки процесса моделирования и числа продублированных вариантов, было испытано 24 модели.

Общая цель лабораторных исследований заключалась в контроле результатов аналитического моделирования. Контроль производили по характеру и степени деформации массива, вмещающего ВП. Для решения поставленной в работе 1-й задачи были определены цели для каждого этапа моделирования.

Цель первого этапа моделирования – определение степени изменения физико-механических параметров модели в условиях плоского сжатия. Исследования выполняли на моделях из эквивалентного материала для однородной среды. Контроль производили по мерному квадрату, располагаемому в центре модели.

Цель второго этапа – определение характера деформации массива при постепенном увеличении глубины распространения ВП. Исследования выполняли на моделях с образованием полости «слепого» ВП и ее последовательным увеличением. При каждом этапе моделирования размер ВП увеличивали на высоту отработанного этажа. Контроль производили по величине деформации вмещающего ВП массива.

Цель третьего этапа – определение характера деформации массива при изменении угла распространения ВП. Исследования выполняли на моделях с полостью ВП, при различных углах распространения. При каждом этапе моделирования угол падения ВП увеличивали на 10°. Контроль производили по величине деформации вмещающего ВП массива.

3.2. Результаты исследования деформации массива сплошной модели

В соответствии с поставленной целью первого этапа моделирования определяли изменение физико-механических свойств эквивалентного материала при увеличении внешней нагрузки. Как показали результаты по определению физико-механических свойств горных пород в условиях естественного залегания, при увеличении глубины происходит изменение объемной массы, предела упругости, упругих модулей, сжимаемости и других физико-механических параметров массива горных пород. Этот факт обуславливает необходимость учета степени изменения физико-механических свойств эквивалентного материала при моделировании различной глубины распространения ВП. Для удовлетворения условий подобия необходим учет изменения свойств массива эквивалентного материала при исследовании различной глубины распространения ВП.

Подвергая модель сжатию в вертикальной плоскости, без возможности расширения в горизонтальной плоскости, происходит уплотнение эквивалентного материала. Степень его уплотнения характеризуется коэффициентом уплотнения K_y . Он равен отношению вертикальных размеров мерного квадрата до и после нагружения модели (рис. 3.4). По результатам изменения мерного квадрата можно заметить, что уплотнение модели происходит с некоторым прогибом слоев. Наименьший прогиб наблюдается в центре модели. Это говорит о том, что равномерная деформация модели осуществляется в ее геометрическом центре. Значения коэффициента уплотнения при изменении внешней нагрузки от 0 до 450 Н представлены на рис. 3.5. По известному значению K_y производили уточнение величины нагрузки, прикладываемой к модели для соответствующей глубины моделирования, которую определяли по формуле (3.1). Так же уточняли значения коэффициента Пуассона μ массива модели с использованием K_y в условиях сжатия для моделируемой глубины H

$$\mu = 0,5 - (K_y - 1) \left[6K_y (1 - K_y^{-0,33}) \right]^{-1}. \quad (3.9)$$

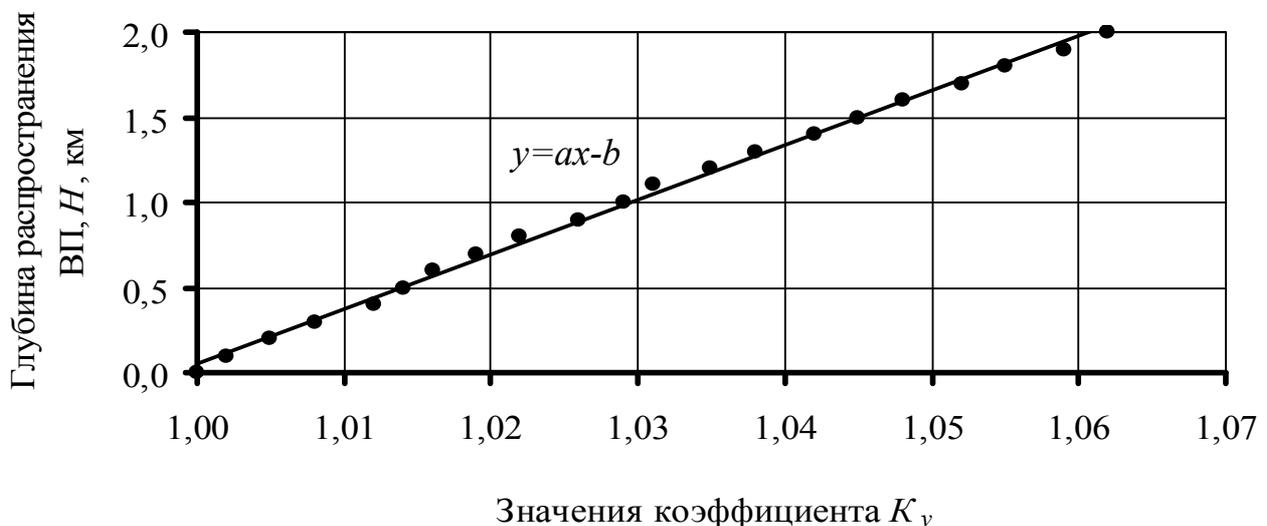
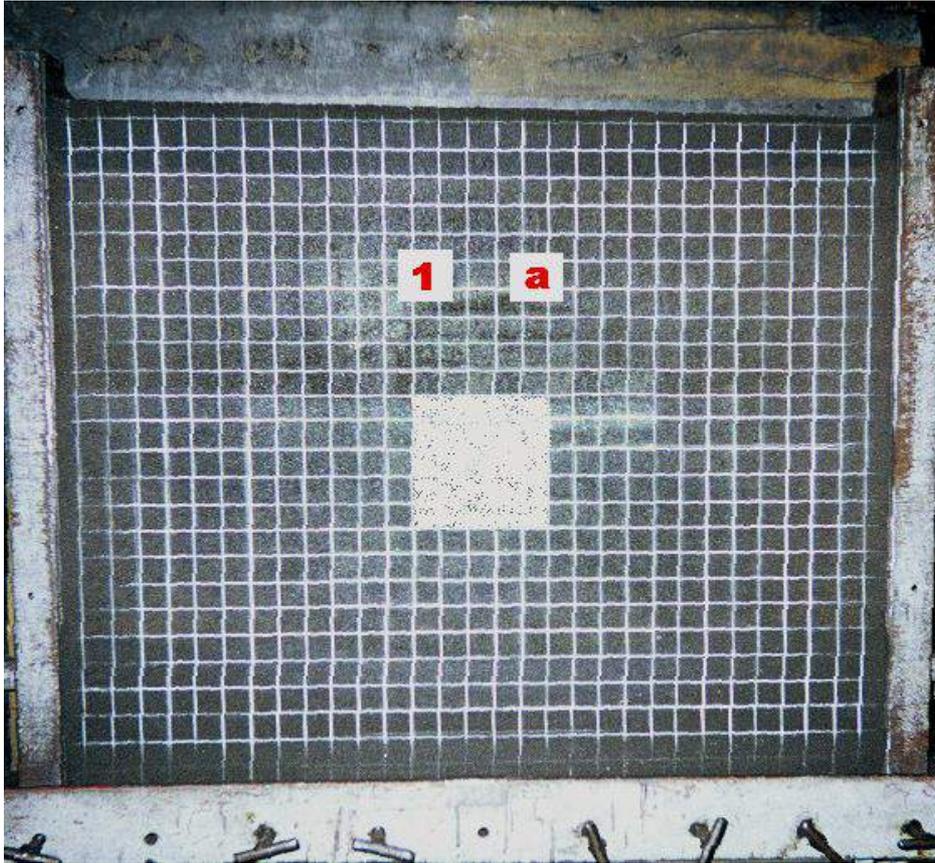


Рис. 3.5. Коэффициент уплотнения массива модели

а



б

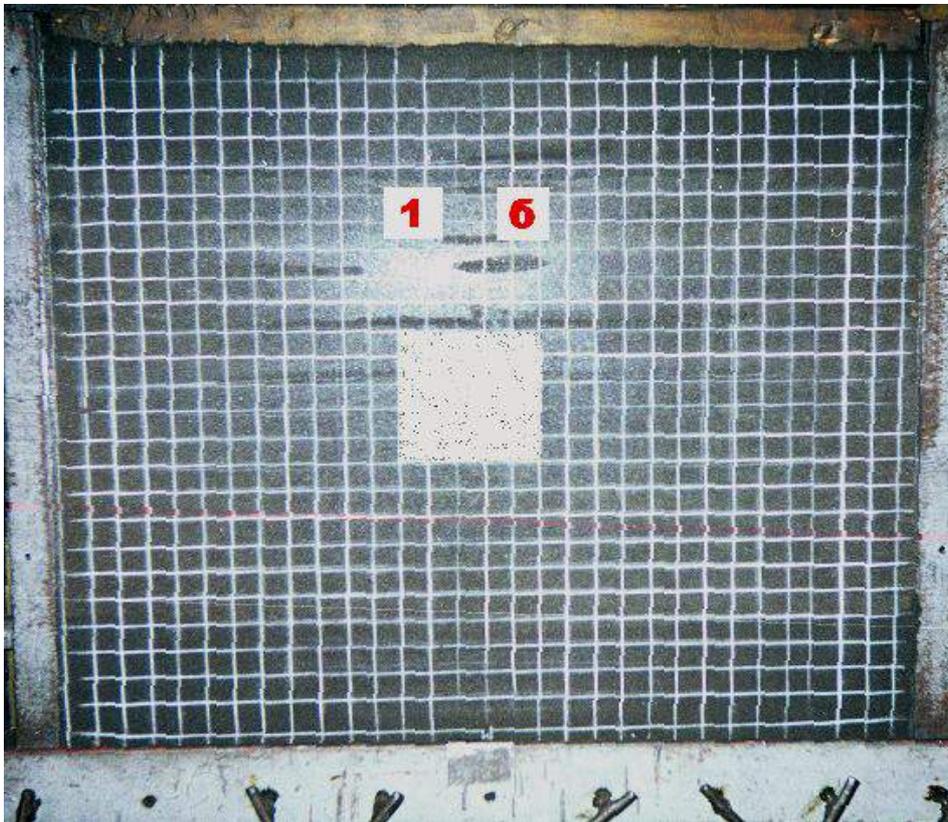


Рис 3.4. Мерный квадрат в начале (а) и конце (б) нагружения модели

По результатам исследования сплошной модели можно сделать следующие *выводы*:

1. Уплотнение массива эквивалентного материала подобно натуре и наиболее адекватное уплотнение происходит в центре модели. Оно сопровождается незначительным прогибом, то есть более интенсивным уплотнением по центру модели, нежели по краям. До начала уплотнения модели происходит некоторое перемещение верхних слоев модели относительно нижних. Эти факты обуславливают необходимость образования плоскости ВП в центре модели.

2. Уплотнение массива эквивалентного материала происходит по линейной прямо пропорциональной зависимости, имеющей вид $k_y = 31954H - 32$ и полученной при достоверности аппроксимации $R = 98\%$.

3. Степень уплотнения эквивалентного материала для максимальной глубины моделирования 2000 м составляет 6,2%. Это говорит о том, что величина уплотнения для моделируемой глубины находится в пределах погрешности расчетов и ею можно пренебречь.

4. Сходимость результатов физического и аналитического моделирования составила порядка 82%.

3.3. Результаты деформации модели при увеличении выработанного пространства по падению пород

В соответствии с целью второго этапа моделирования производили увеличение геометрических размеров ВП, моделируя отработку рудной залежи. В начале вертикальный ($l_{np} = 15,7$ мм) и горизонтальный ($h = 14,8$ мм) пролеты ВП соответствовали одному отработанному этажу в залежи мощностью $m = 6,6$ мм и углом падения $\alpha = 60^\circ$. Затем на каждой следующей модели производили увеличение размеров ВП (этапы 2, б-г и т.д.). В соответствии с увеличивающейся глубиной распространения ВП увеличивали прикладываемую к модели нагрузку, которая для каждой модели была эквивалентна давлению на глубине расположения геометрического центра ВП.

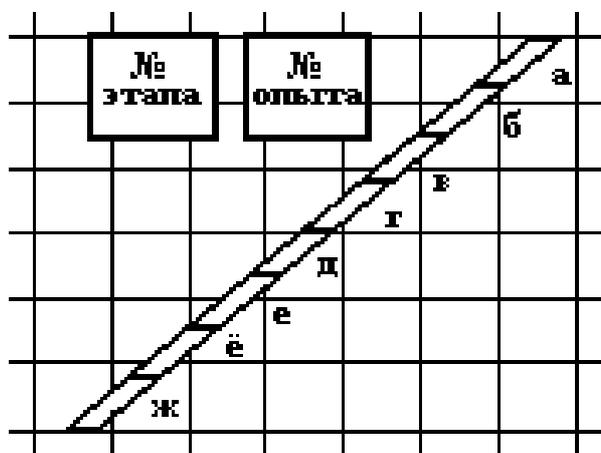


Рис. 3.6. Схема поэтапного увеличения ВП для второго этапа моделирования

Увеличение горизонтального и вертикального пролетов ВП для каждой серии моделей влекло за собой повышение деформации расширения массива висячего и лежащего боков. Перемещение массива эквивалентного материала по вертикали в сторону ВП в результате увеличения объема вызывало его сжатие по горизонтали. На рис. 3.7 наглядно видно интенсивное отслоение массива в висячем боку и растрескивание его в лежащем боку. С поэтапным увеличением граничных размеров ВП увеличиваются зона разгрузки и соответственно величина деформации массива. Этот факт подтверждает увеличение областей расширения и сжатия. Измерение деформации производили по величине расширения и отслоения в массиве зоны разгрузки вокруг ВП.

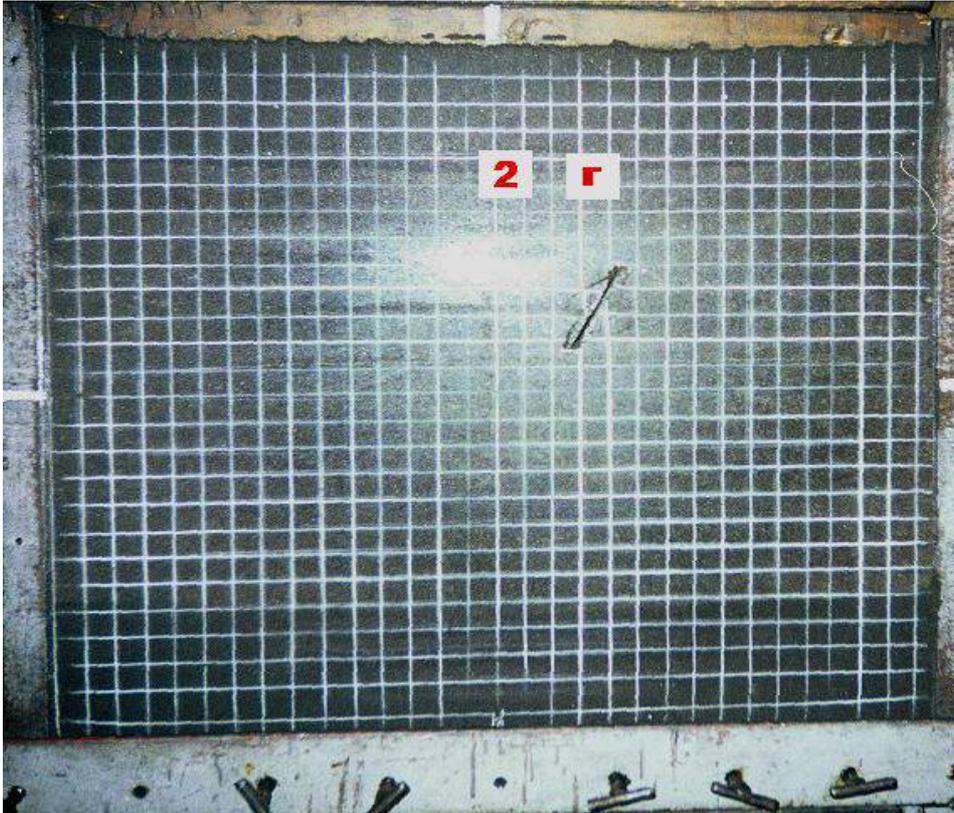
Подвергая модель сжатию в вертикальной плоскости, без возможности свободного расширения в горизонтальной, было получено повышенное разрушение массива в висячем боку ВП, чем в соответствующих точках лежащего бока. Это объясняется тем, что в массиве висячего бока действуют напряжения растяжения, возникающие в результате преобразования потенциальной энергии в работу расширения и напряжения растяжения, обусловленные весом подработанного полостью ВП массива. Над ВП эти напряжения совпадают по направлению и ведут к увеличению величины деформации массива. Под ВП эти напряжения противоположны по направлению, что приводит к снижению величины деформации массива модели. Деформация происходит при нагружении модели свыше 250 Н, то есть при 50% нагрузках. Первоначальная деформация носит изгибающий характер. Результаты исследования деформации массива вокруг полости ВП представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Изменение величины деформации массива при увеличении внешней нагрузки

Опыт моделирования	Прилагаемая нагрузка, P , Н	Величина деформации массива, U , мм	
		Массив висячего бока ВП	Массив лежащего бока ВП
а	100	2	1
б	130	4	3
в	160	6	7
г	190	11	12
д	210	20	21
е	240	28	28
ё	270	35	35
ж	300	44	44
з	330	48	48
и	360	53	53
к	390	53	54
л	420	57	57
м	450	59	60

а



б

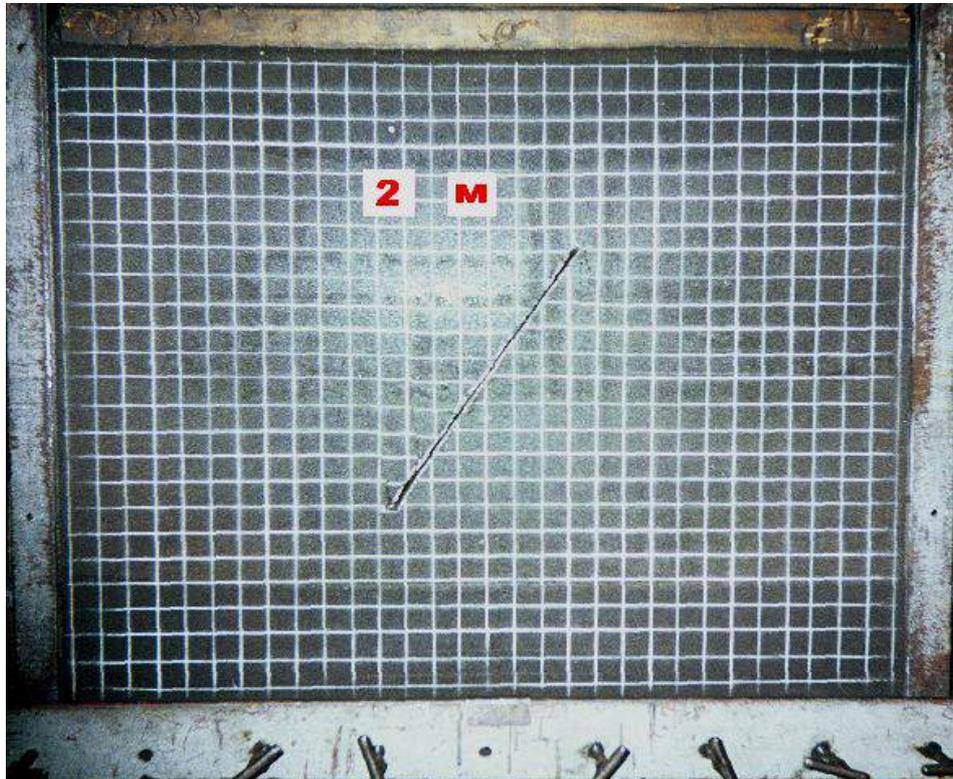


Рис. 3.7. Характер деформации массива при минимальной (а) и максимальной (б) глубине распространения ВП

Характер деформации массива висячего и лежачего боков при поэтапном увеличении вертикального пролета ВП представлен на рис. 3.8.

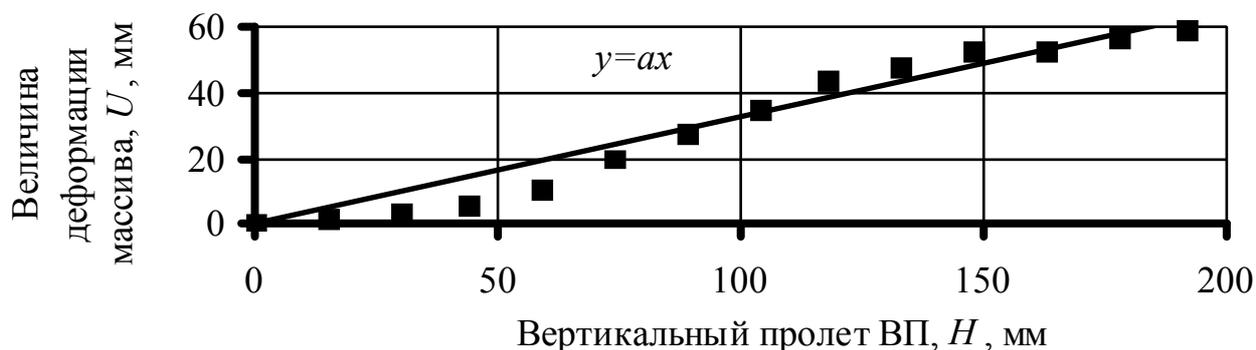


Рис. 3.8. Величина деформации U в массива висячего и лежачего боков при поэтапном увеличении вертикального пролета ВП H

После аппроксимации значений при помощи программы Microsoft Excel 2000 получены уравнения зависимостей величины деформации U от вертикального пролета ВП h

$$U = 0,33h_{вн}, \text{ мм, при } R = 96\%. \quad (3.10)$$

Соответственно, величина деформации U для глубины моделирования H

$$U = (-0,006R_{сжм} + 0,9)H, \text{ мм, при } R = 94\%. \quad (3.11)$$

По результатам второго этапа моделирования можно сделать следующие выводы:

1. На некотором расстоянии от обнажения ВП процесс расширения затухает. Величина деформации массива вокруг полости ВП зависит от граничных размеров и величины прикладываемой к модели нагрузки. Увеличение внешней нагрузки на 100 Н способствовало возрастанию величины деформации на 20 мм в висячем и лежачем боках полости ВП.

2. Величина деформации в массиве висячего и лежачего боков не одинакова. В массиве висячего бока процесс деформирования развивается в виде откалывания и обрушения, а в массиве лежачего бока – в виде расширения и трещинообразования.

3. Величина деформации массива вокруг полости ВП зависит от моделируемой глубины ВП. Ее увеличение на 3,2 мм приводит к деформации 1 мм массива модели.

4. Сходимость результатов физического и аналитического моделирования величины деформации массива вокруг «слепого» ВП составляет порядка 83%.

3.4. Результаты деформации модели при исследовании пространственной ориентировки выработанного пространства

В соответствии с целью третьего этапа моделирования производили уменьшение угла распространения ВП. Для каждой серии моделей в ее центре образовывали полость, имитирующую ВП. Первоначально полость располагали вертикально, загружали и снимали показания. Сериям моделирования б, в, г, д и е соответствовали углы распространения ВП 80°, 70°, 60°, 50° и 40°. Моделирование изменения α сопровождали увеличением горизонтального пролета ВП, оставляя вертикальный пролет неизменным. Увеличение α сопровождалось увеличением величины деформации в вертикальной плоскости массива, которое проявлялось в направлении центра ВП. Горизонтальные смещения массива при этом уменьшались. На рис 3.8 наглядно видно развитие областей растяжения над ВП. Результаты замеров величины деформации массива вокруг полости ВП, представлены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Изменение величины деформации массива при уменьшении угла падения ВП (прилагаемая нагрузка $P = 300$ Н)

Опыт моделирования	Величина деформации массива U , мм	
	Массив висячего бока ВП	Массив лежачего бока ВП
а	3	3
б	5	3
в	12	2
г	14	1
д	21	1
е	26	0

Характер деформации массива эквивалентного материала при поэтапном увеличении вертикального пролета ВП представлен на рис. 3.9.

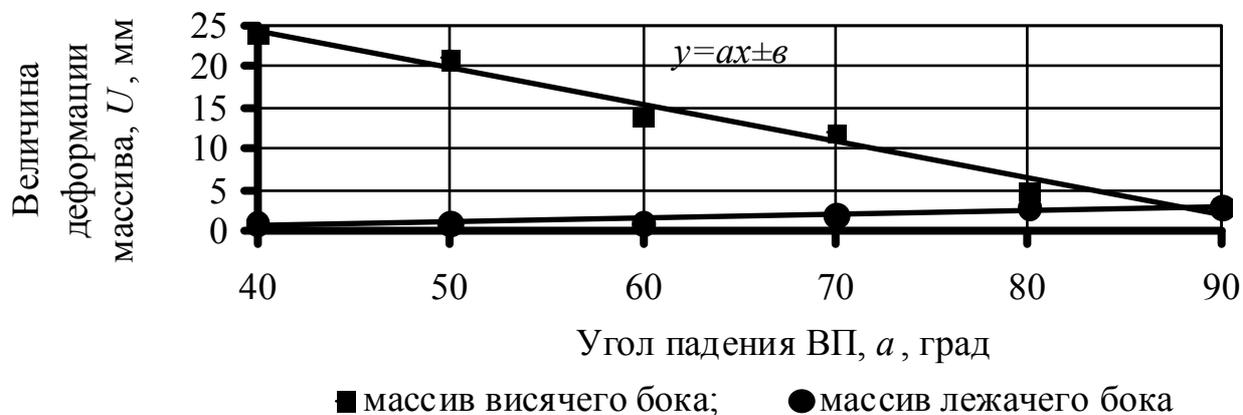
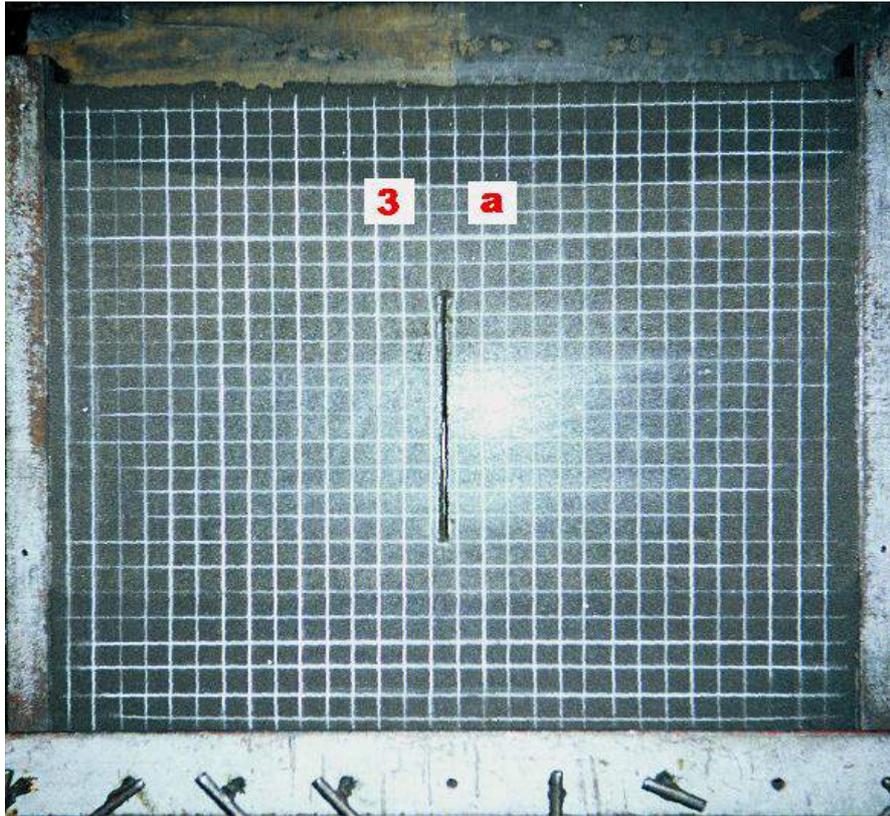


Рис. 3.9. Величина деформации массива U при поэтапном увеличении угла падения ВП α

а



б

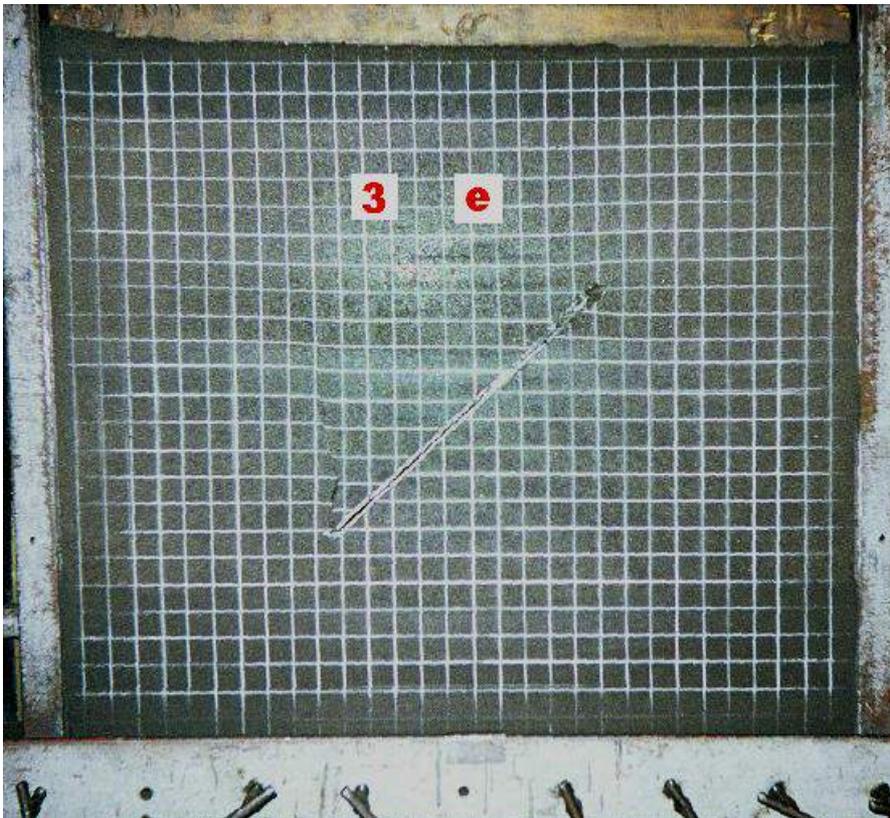


Рис. 3.8. Характер деформации массива при вертикальном (а) и наклонном (б) расположении ВП

Проведя аппроксимацию значений при помощи программы Microsoft Excel 2000, получены уравнения величины деформации U от угла распространения ВП α :

– для массива висячего бока

$$U = 0,43\alpha - 2,3, \text{ мм, при } R = 97\%; \quad (3.12)$$

– для массива лежачего бока

$$U = -0,048\alpha + 3,5, \text{ мм, при } R = 85\%. \quad (3.13)$$

По результатам третьего этапа моделирования можно сделать следующие *выводы*:

1. Образование в массиве вертикальной полости ВП вызывает интенсивный процесс деформирования в ее боках. При этом деформация массива осуществляется симметрично относительно плоскости ВП.

2. Образование наклонной полости приводит к развитию деформаций в вертикальной плоскости. Величина деформации в вертикальной плоскости до 10 раз выше чем в горизонтальной для $\alpha = 90-40^\circ$.

3. Уменьшение угла распространения ВП на каждые 10° приводит к увеличению величины деформации U в массиве висячего бока на 5 мм и уменьшению в массиве лежачего бока порядка 1 мм.

4. Сходимость результатов физического и аналитического моделирования величины деформации при исследовании угла распространения ВП составляет до 82%.

ВЫВОДЫ

1. Исследование параметров сплошного массива модели позволило установить значения коэффициента уплотнения K_y и определить сходимость с результатами аналитического моделирования, которая составила порядка 82%.

2. Моделирование глубины распространения ВП показало, что интенсивные деформации массива развиваются в массиве висячего и лежачего боков, которые равны по модулю. В массиве висячего бока процесс деформирования развивается в виде откалывания и обрушения, а в массиве лежачего – в виде расширения и трещинообразования. Сходимость с результатами аналитического моделирования составила порядка 83%.

3. При моделировании угла распространения ВП установлено, что при его уменьшении от 90 до 40° в массиве висячего бока деформации расширения возрастают, а в массиве лежачего бока снижаются. При $\alpha = 90^\circ$ их значения равны по модулю и виду разрушения массива. Сходимость с результатами аналитического моделирования составила порядка 82%.

4. Полученные результаты физического моделирования характеризуются удовлетворительной сходимостью с результатами аналитического моделирования, что говорит о достоверности исследований. Это позволяет использовать полученные закономерности для обоснования рациональных параметров технологии добычи руд из охранных целиков объектов Криворожского бассейна.

4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В ОХРАННЫХ ЦЕЛИКАХ ОБЪЕКТОВ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА

4.1. Обоснование технологических параметров проведения подготовительных выработок

Анализ результатов аналитического и физического моделирования показал, что ВП оказывает существенное влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне разгрузки напряжений ВП характеризуется областями как повышенного, так и пониженного горного давления. При всех прочих равных условиях в сравнении с нетронутым массивом напряжения в областях концентрации достигают 4-кратного кратного повышения, а в областях разрядки – 20 кратного снижения относительно γH . Изменение напряженности массива исследовано при моделировании геометрических параметров ВП (типологии, глубины распространения, пространственной ориентировки) и физико-механических свойств вмещающего массива (прочности и объемного веса руд и пород). Выполненные исследования обуславливают необходимость учета характера и степени напряженности массива горных пород в зоне разгрузки напряжений ВП при выборе технологии проведения горных работ в охранных целиках объектов Кривбасса.

Эффективная добыча железных руд из охранных целиков во многом зависит от эффективности подготовительных работ. Определение рациональных параметров подготовительных и нарезных работ сопряжено с выбором места заложения выработок в массиве, который характеризуется пониженными значениями напряженности и, как следствие – пониженной величиной разрушающей деформации пород кровли и стен выработок. При выполнении этого условия предоставляется возможность повышения безопасности работ, экономии крепежных материалов и увеличения срока службы выработок. Шахта им. Ленина в 2002 году приступила к отработке залежи «8П», расположенной в охранный целике залежи бедных руд «Пужмерки-Магнетитовая». Подготовка залежи «8П» производится в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, залежи «Пужмерка-3» («П-3»). В массив зоны разгрузки попадают подготовительные, нарезные и очистные выработки в маркшейдерских осях 110-170 (см. рис. 1.4 и 4.1).

До настоящего времени залежь «П-3» отработана с земной поверхности до горизонта 1200 м этажно-камерной системой разработки без поддержания коренных пород висячего бока. Подготовка залежи «8П» осуществляется на горизонте 1050 м. Выработанное пространство залежи «П-3» представляет собой полость, частично заполненную обрушенными породами. Ее образование обусловлено совместной отработкой 6-7 сближенных столбообразных рудных тел.

В породах лежащего бока ВП последовательно расположены охраняемая залежь «Пужмерки-Магнетитовая» и законсервированная залежь «8П». Размеры полуосей зоны разгрузки напряжений, образовавшейся вокруг ВП на первом подготавливаемом горизонте 1050 м по и вкрест простирания пород лежащего бока, составляют соответственно $c = 328$ м и $b = 698$ м.

Юг

Север

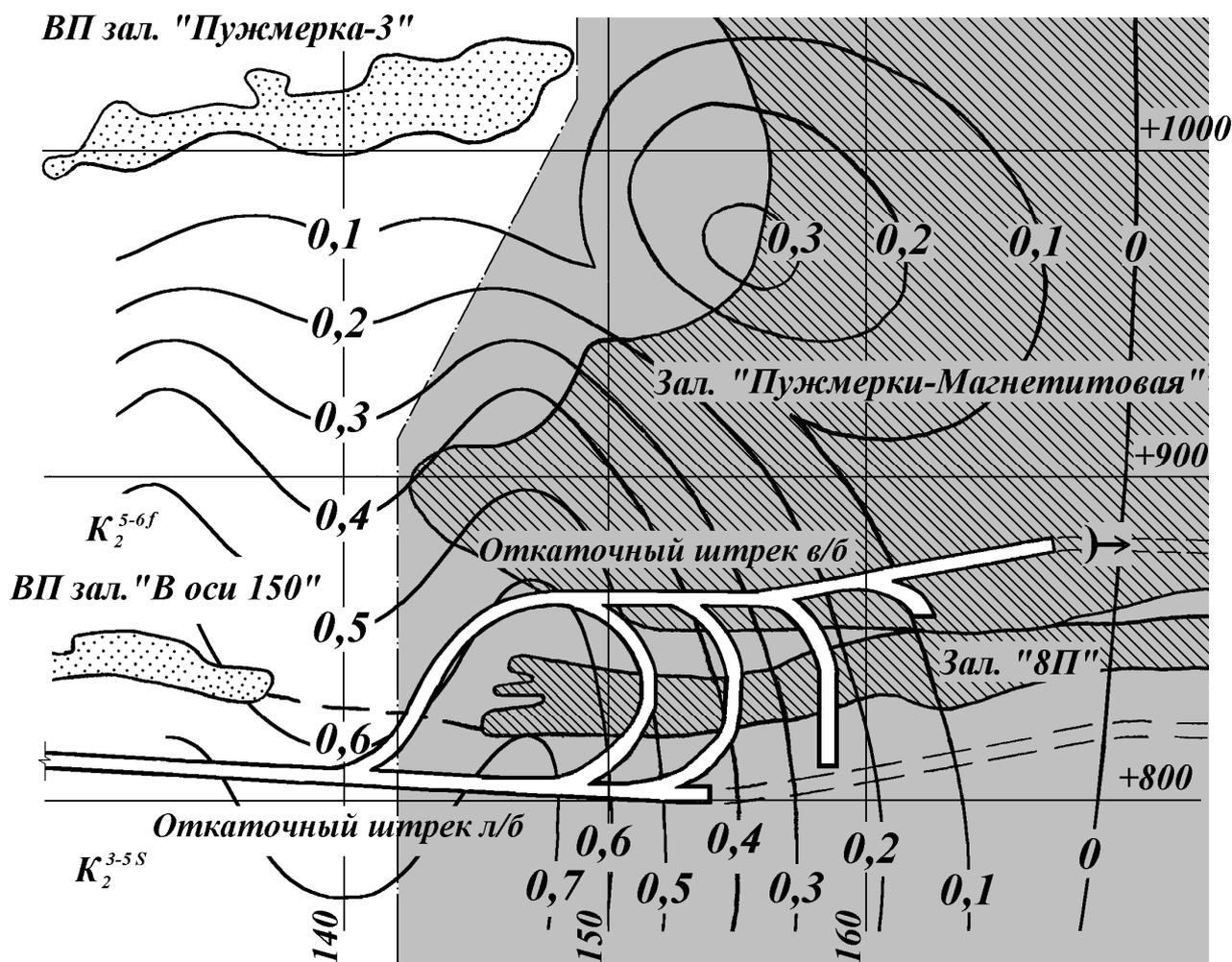


Рис. 4.1. Изолинии радиальных напряжений σ_r в массиве охранного целика залежи «Пужмерки-Магнетитовая», попадающей в зону разгрузки, окружающую ВП залежи «Пужмерка-3» на горизонте 1050 м шахты им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат», МПа

1:5 000

Отработка залежи «8П» проектируется этажно-камерной системой разработки с поддержанием коренных пород лежачего бака рудными целиками, которые в дальнейшем будут оставлены в недрах. Подготовка залежи принята полевая с проведением однопутевого откаточного штрека в породах лежачего бока вдоль линий среднего простирания +800 – +820. Заложение подготовительных выработок в породах лежачего бока на шахте является традиционным. Этот факт обусловлен достаточно высокой прочностью пород лежачего бока месторождения.

Горно-геологические условия северного фланга отличаются от остальной части шахтного поля более выраженным контрастом нарушенности и прочности массива. Висячий бок «8П» представлен плотными, устойчивыми, слаботрещиноватыми джеспилитами и магнетитовыми кварцитами 5-6-го железистых пластов Саксаганской свиты (K_2^{5-6f}) прочностью 150-180 МПа. Лежачий бок сложен слоями разнотипных пород 3-5-х сланцевых пластов Саксаганской свиты (K_2^{3-5S}). Примыкающим слоем пород к залежи «8П» являются трещиноватые и среднеустойчивые краско-мартитовые кварциты прочностью 100-140 МПа и мощностью 1-9 м. Далее в лежачем боку залегают хлорито-биотитовые сланцы прочностью 70-90 МПа (80%) и 100-200 МПа (20%). Трещиноватость и низкая устойчивость сланцев приводит к сползанию по напластованию пород большими глыбами при нарушении выработками естественного равновесия нетронутого массива. Результаты расчетов НДС в расчетных точках проведения однопутевого откаточного штрека в породах висячего и лежачего боков залежи «8П» представлены в табл. 4.1.

Из таб. 4.1 видно, что значения радиальных (нормальных) напряжений σ_p в одних и тех же маркшейдерских осях для пород висячего и лежачего боков отличаются на 0,1 МПа, а значения коэффициента запаса прочности на растяжение n_p различаются в 2 раза. Это обусловлено высоким контрастом трещиноватости и физико-механических свойств пород висячего и лежачего боков залежи «8П», что учитывается пределом прочности σ_{pg} и коэффициентом структурного ослабления массива K_{co} (см. методику раздела 2.2).

С целью определения степени влияния ВП на состояние боковых пород откаточного штрека производили расчет для нетронутого массива, то есть для пород вне зоны разгрузки напряжений. Исходными данными расчетов являются глубина заложения откаточного штрека $H = 1050$ м, средняя прочность пород 170 и 80 МПа и площадь поперечного сечения выработки $S_{np} = 10,5$ м² ($h_e = 3$ м, $d_e = 3,5$ м).

По значениям горизонтальных радиальных напряжений, рассчитанных для исследуемых мест заложения выработки, определили напряжения, действующие в вертикальной плоскости массива зоны разгрузки, окружающем ВП

$$\sigma_{pz} = \sigma_{px} \lambda_{en}, \text{ МПа.} \quad (4.1)$$

По значениям напряжений находили параметры зоны разгрузки, образованной вокруг откаточного штрека по формулам (2.2)-(2.3). В расчетах оперировали высотой h_e и шириной d_e откаточной выработки вместо вертикального H и горизонтального l_{np} пролетов ВП. Значения вертикальной полуоси зоны разгрузки для пород висячего бока меньше на 0,3 м ($a_{e\bar{b}} = 3,5$ м, $a_{l\bar{b}} = 3,8$ м) и горизонтальной больше на 0,3 м ($e_{e\bar{b}} = 3,1$ м, $e_{l\bar{b}} = 2,8$ м). Формирование полей напряжений вокруг штрека с учетом влияния ВП и без него для пород висячего и лежачего боков представлено на рис. 4.2. Изолинии радиальных σ_p и тангенциальных τ_p напряжений отображают уровень НДС вмещающего массива вдоль траекторий проведения откаточного штрека. Значения радиальных напряжений σ_p в сравнении с нетронутым массивом ниже в 3-5 раз, а тангенциальных τ_p в 23-30 раз. Снижение напряженности в массиве зоны разгрузки обусловлено расположением в лежачем боку ВП области пониженных сжимающих напряжений. По мере приближения к обнажению ВП напряженность в массиве снижается, как и вес надработанных пород.

Таблица 4.1

Напряженность массива в расчетных точках проведения подготовительной выработки

Место проведения выработки		Исходные данные													Результаты расчетов					
		Угол между расчетной площадкой и осью ОХ, α , град.	Расстояние от границы зоны разгрузки до контура ВП, A , м	Угол между площадкой и контуром ВП, β , град.	Вертикальное потенциальное напряжение, $\Delta\sigma^{(x)}$, МПа	Горизонтальное потенциальное напряжение, $\Delta\sigma^{(y)}$, МПа	Координата положения траектории на площадке, x , м	Коэффициент поглощения упругих колебаний γ	Прочность пород, $\sigma_{сж}$, МПа	Коэффициент структурного ослабления массива, $K_{сo}$	Остаточное потенциальное радиальное напряжение, $\sigma_{об}$, МПа	Остаточное потенциальное тангенциальное напряжение, $\tau_{об}$, МПа	Радиальное напряжение, σ_p , МПа	Тангенциальное напряжение, τ_p , МПа	Предел прочности пород на растяжение, σ_{ps} , МПа	Предел прочности пород на сдвиг, τ_{gs} , МПа	Коэффициент запаса прочности на растяжение, n_p	Коэффициент запаса прочности на сжатие, n_c		
Породы лежащего бока	260	670	80	17,12	15,07	430	0,1	80	0,25	1,46	1,59	0,5	0,05	2,60	3,00	5,1	54,6			
	270	690	90	17,12	15,07	450	0,1	80	0,25	1,51	1,31	0,5	0,04	2,60	3,00	4,7	63,1			
	280	670	100	17,12	15,07	384	0,1	80	0,25	1,44	0,97	0,5	0,03	2,60	3,00	5,1	89,7			
	290	770	110	17,12	15,07	300	0,1	80	0,25	1,34	0,56	0,3	0,02	2,60	3,00	7,5	205,6			
	300	494	120	17,12	15,07	210	0,1	80	0,25	1,14	0,18	0,2	0,0	2,60	3,00	12,5	905,6			
	310	420	130	17,12	15,07	110	0,1	80	0,25	0,89	0,15	0,1	0,0	2,60	3,00	16,1	1113,1			
	320	364	140	17,12	15,07	100	0,1	80	0,25	0,61	0,39	0,0	0,0	2,60	3,00	86,9	1574,6			
Породы висящего бока	260	670	90	17,12	15,07	484	0,1	170	0,33	1,51	1,63	0,6	0,06	7,29	8,42	12,3	131,5			
	270	690	90	17,12	15,07	520	0,1	170	0,33	1,51	1,31	0,6	0,05	7,29	8,42	12,1	160,6			
	280	670	100	17,12	15,07	464	0,1	170	0,33	1,48	0,97	0,6	0,04	7,29	8,42	12,5	221,5			
	290	770	110	17,12	15,07	384	0,1	170	0,33	1,34	0,56	0,4	0,02	7,29	8,42	16,5	453,3			
	300	494	120	17,12	15,07	294	0,1	170	0,33	1,14	0,18	0,3	0,01	7,29	8,42	24,5	1776,6			
	310	420	130	17,12	15,07	200	0,1	170	0,33	0,89	0,15	0,2	0,00	7,29	8,42	45,1	3122,2			
	320	364	140	17,12	15,07	20	0,1	170	0,33	0,61	0,39	0,1	0,01	7,29	8,42	97,6	1767,1			

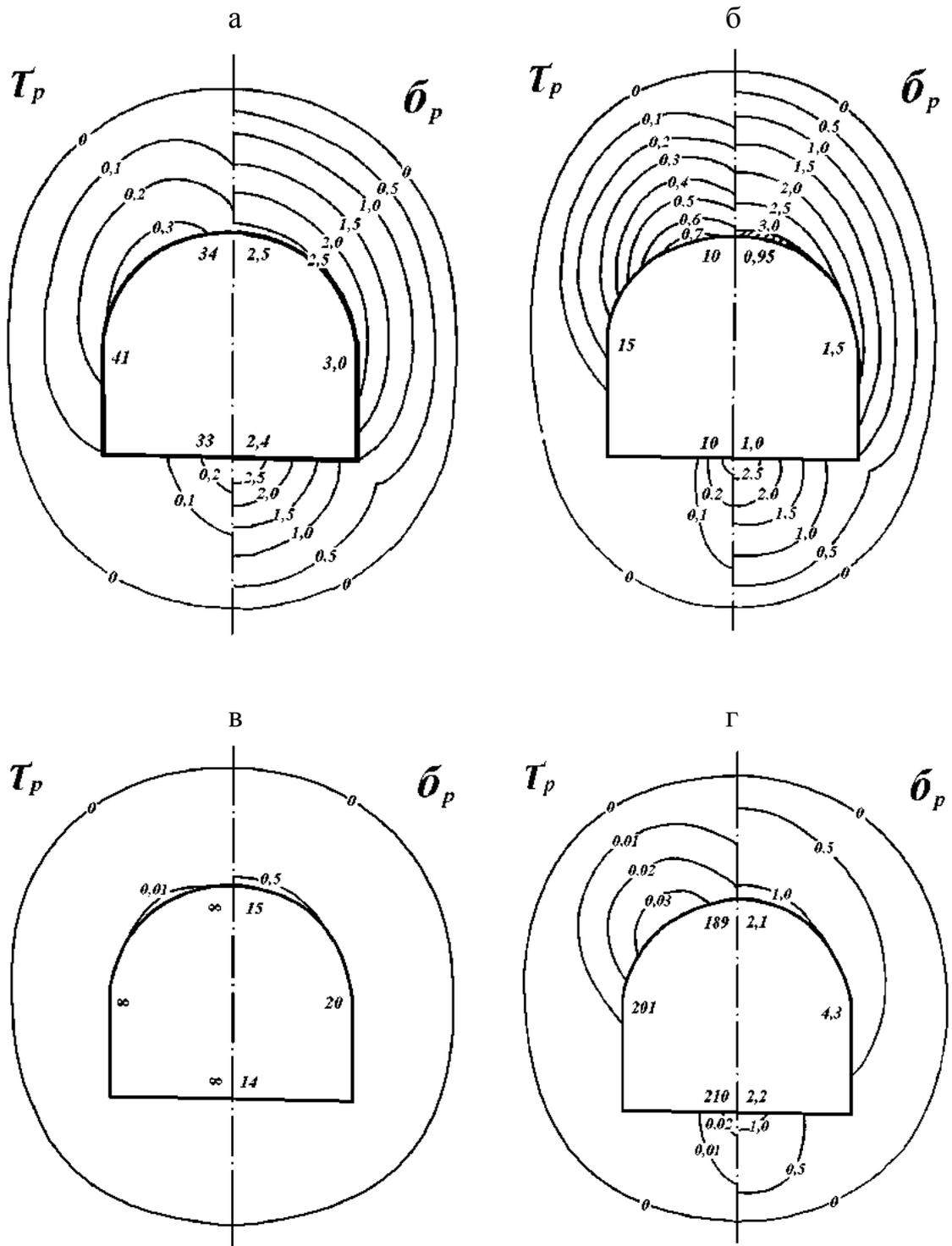


Рис. 4.2. Изолинии радиальных σ_p и тангенциальных τ_p напряжений в массиве зоны разгрузки, окружающем подготовительную выработку и коэффициенты запаса прочности на растяжение n_p и сжатие n_c в обнажении пород:
 а – в нетронутом массиве пород висячего бока залежи «8П»;
 б – в нетронутом массиве пород лежачего бока залежи «8П»;
 в – в породах висячего бока залежи «8П», в зоне разгрузки ВП;
 г – в породах лежачего бока залежи «8П», в зоне разгрузки ВП

Оценку состояния кровли и боков штрека производили по суммарному запасу прочности в обнажении, учитывающему ослабление массива пород выработкой и ВП. Значения запаса прочности на растяжение n_p на порядок выше, чем на сжатие n_p , что обуславливает необходимость оценки устойчивости кровли и боков штрека по величине радиальных напряжений σ_p . Изменение коэффициента запаса прочности n_p вдоль исследуемых траекторий представлено на рис. 4.3. Запас прочности за пределами зоны разгрузки для висячего и лежачего боков составляет 2,2-6,2 и в точке максимума 1,4-2,2. Влияние ВП на охранный целик способствует повышению устойчивости выработки, закладываемой в породах висячего бока залежи «8П», то есть в породах более высокой прочности и малой нарушенности. Следовательно, со снижением прочности и повышением трещиноватости вмещающего массива степень влияния ВП снижается.

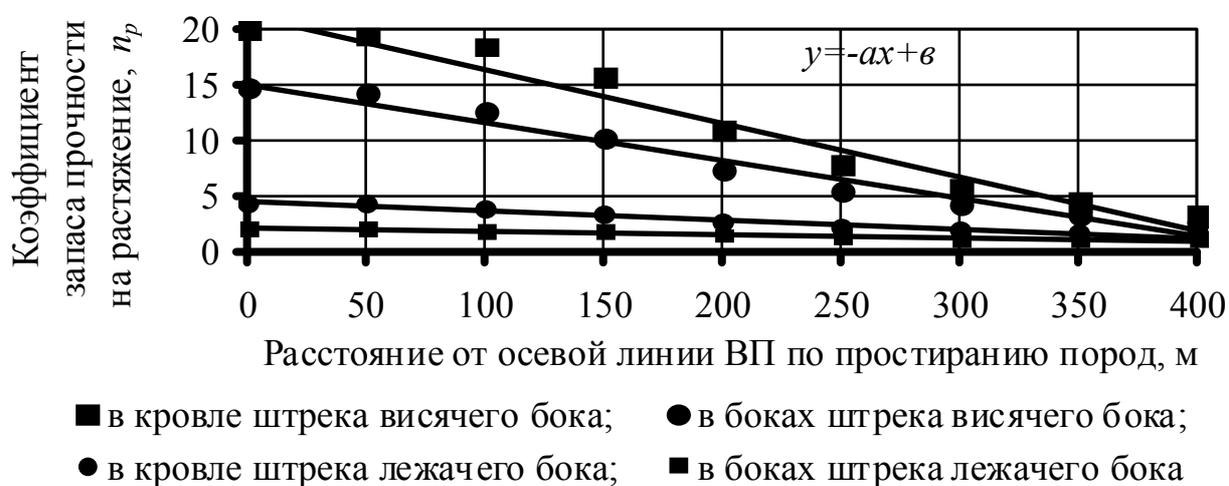


Рис. 4.3. Изменение запаса прочности n_p в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, при обнажении его подготовительной выработкой

Выбор типа крепи для откаточного штрека основывается на размерах поперечного сечения, прочностных характеристиках массива и технологическом назначении выработки. Прочность пород лежачего бока 80 МПа и откаточный тип выработки обуславливает применение крепи типа УПК-27-9,8 с установкой рам через 1 м. Низкий запас прочности в кровле и боках штрека (рис. 4.2, б), а также склонность хлорито-биотитовых сланцев к сползанию обуславливают установку арочной крепи. Запас прочности в кровле выработки возрастает до 2,1 раза, при проведении ее в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП, что и обусловило применение на шахте набрызг-бетонного крепления штрека. Прочность пород висячего бока 170 МПа не требует крепления выработки как в массиве зоны разгрузки напряжений ВП, так и за ее пределами. Это обуславливает 2,5-15-кратный запас прочности в породах кровли штрека (см. рис. 4.2, в, г).

Полученные результаты исследования напряженности массива вокруг откаточного штрека залежи «8П» хорошо согласуются с результатами В.Ф. Лавриненко, которые также выполнялись с помощью термодинамического метода [75]. Им обоснована целесообразность проведения двухпутевого откаточного

квершлага на гор. 1200 м шахты им. Ленина без применения крепи, в то время как квершлаг вышележащих откаточных горизонтов крепились набрызгбетоном. В настоящее время квершлаг пройден на всю длину – 1500 м и эксплуатируется без осложнений. Натурные исследования устойчивости массива при проведении откаточных ортов в породах висячего бока залежи «8П», а также анализ маркшейдерских съемок за последние 10 лет показали, что отсутствие разрушающих деформаций в кровле и боках не требует применения крепления при проведении выработок. В настоящее время подготовка залежи «8П» осуществляется проведением полевого откаточного штрека, закладываемого в породах висячего бока без возведения крепи.

Эффективность данного технологического решения сохранится как при проведении подготовительных (штреков, ортов, восстающих), так и нарезных (ходовых, буровых, вентиляционных штреков и ортов) выработок в породах висячего бока при отработке залежи «8П» в этажах 1050-860 и 1500-1050 м. При первой очереди отработки залежи значения напряжений увеличиваются на 3%, а при второй снижаются на 5%. Это вызвано изменением мощности промежуточной толщи между ВП залежи «П-3» и залежью «8П». Полученные результаты исследования напряженно-деформированного состояния пород кровли подготовительной выработки дают возможность разработки методики по выбору рациональной траектории заложения и способа крепления откаточного штрека.

Общая методика определения параметров крепления подготовительных выработок в соответствии с расчетной схемой (рис. 4.4) включает следующие этапы:

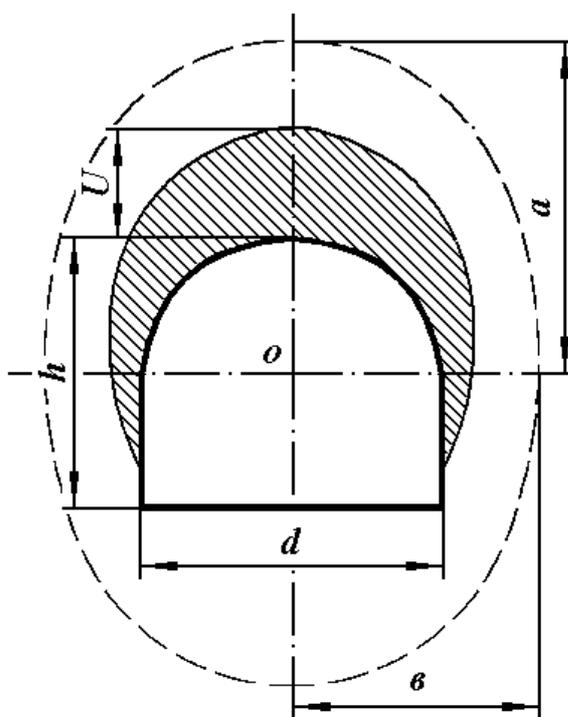


Рис. 4.4. Расчетная схема к определению величины разрушающей деформации U в кровле подготовительной выработки

1. Определение величины радиального напряжения в расчетных точках траектории заложения выработки

$$\sigma_p = \frac{(4\gamma - 0,4)0,134e^{0,002H} 0,168\alpha^{0,468} 0,001H_e (0,004l_n + 1)}{(-0,00001x^2 + 0,008x)^{-1}}, \text{ МПа}, \quad (4.2)$$

где γ – объемная масса горных пород, изменяющаяся от 0,2 до 0,4 МН/м³; H – глубина распространения ВП, изменяющаяся от 0 до 1500 м; H_e – глубина ведения подготовительных работ, изменяющаяся от 0 до 1500 м; l_n – расстояние от оси зоны разгрузки, окружающей ВП, до ее границы по простиранию пород, изменяющееся от 0 до 500 м; x – расстояние по нормали от обнажения массива ВП до расчетной точки на траектории проведения подготовительной выработки, изменяющееся от 0 до 1000 м.

2. Определение коэффициента запаса прочности n_{en} в расчетных точках траектории заложения выработки для разгруженного массива охранного целика по формуле (2.31), которая будет иметь вид

$$n_{en} = \frac{0,13K_{co} \sigma_{сж}}{\sigma_p}, \quad (4.3)$$

где K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, который принимают от 0,2 до 0,33 в зависимости от степени трещиноватости горных пород; $\sigma_{сж}$ – предел пород на одноосное сжатие, изменяющийся от 40 до 160 МПа.

3. Определение величины области разрушающей деформации пород кровли U в расчетных точках траекторий заложения подготовительной выработки для разгруженного массива охранного целика

$$U = \frac{1,75}{\lambda_{en}} - \frac{\sigma_{сж} 0,137e^{-0,0013H} (4,44\gamma - 0,56)}{n_{en} + 0,6}, \text{ м}, \quad (4.4)$$

где λ_{en} – коэффициент формы зоны разгрузки, формирующейся вокруг подготовительной выработки. Это отношение вертикального потенциального напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$ к горизонтальному $\Delta\sigma_{x(y)}$, которое принимают в соответствии с глубиной проведения подготовительной выработки по табл. 2.1.

На рис. 4.5 представлена графическая зависимость изменения разрушающей величины деформации, развивающейся в кровле подготовительных выработок для геотехнологических условий шахт Криворожского бассейна.

Из графика видно, что при прочности пород выше 80-100 МПа разрушающая деформация в кровле выработок затухает по всему спектру исследуемых глубин. При отсутствии деформации пород имеет смысл определения коэффициента запаса прочности в обнажении выработкой пород кровли, который покажет степень устойчивости обнажения.

4. Определение коэффициента запаса прочности на растяжение n_p в обнажении выработкой пород кровли

$$n_{ns} = n_{en} - \left(\frac{\sigma_{сж} 0,137e^{-0,0013H} (4,44\gamma - 0,56)}{x} \right). \quad (4.5)$$

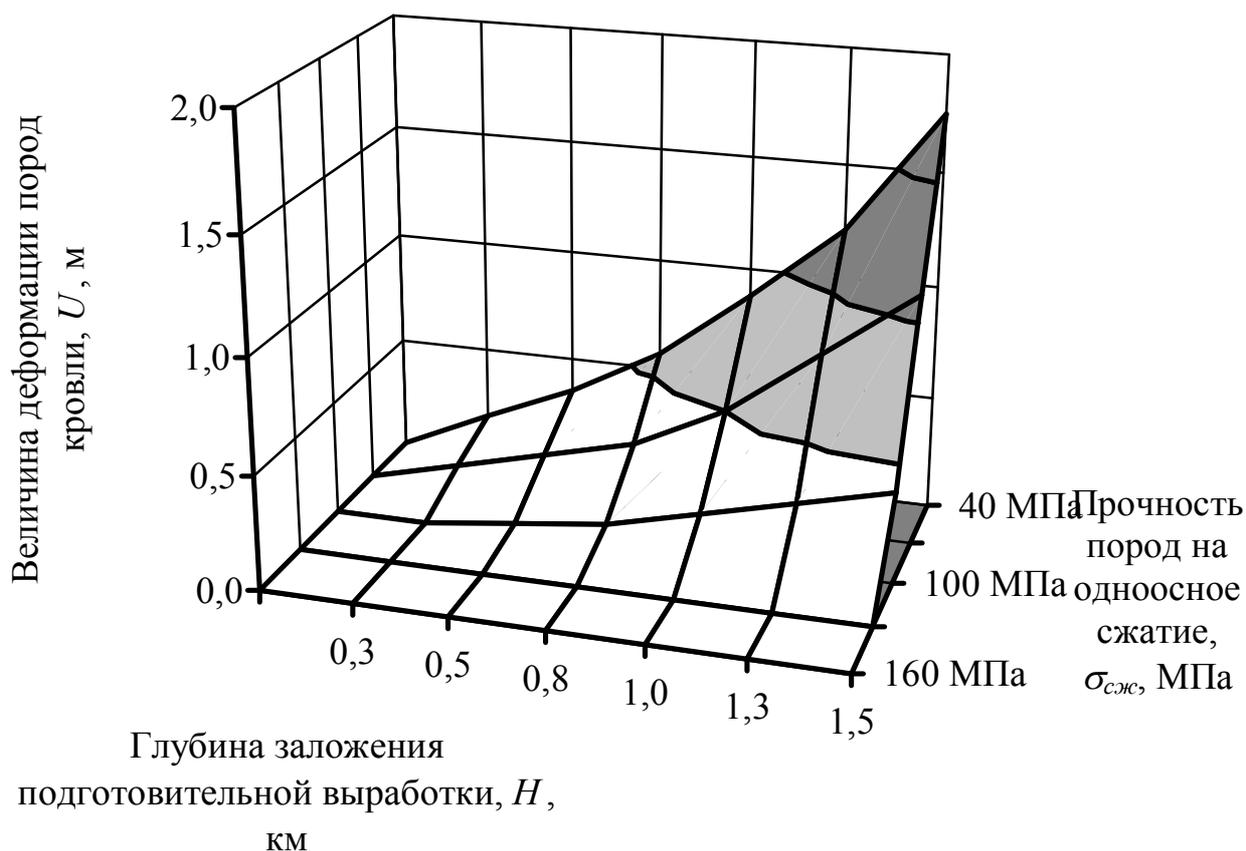


Рис. 4.5. Величина разрушающей деформации пород кровли подготовительной выработки при проведении ее в лежащем боку выработанного пространства шахты

Максимальная величина разрушающей деформации в породах кровли при расположении выработки в массиве лежачего бока ВП изменяется от 0 до 1,75 м. Это говорит о возможности использования всех видов крепей, применяющихся в Кривбассе. За пределами зоны разгрузки напряжений ВП величина разрушения кровли выше в 2,5 раза. Это объясняет необоснованное применение более металлоемких крепей при проведении подготовительных выработок. В табл. 4.2 представлена взаимосвязь между величиной разрушающей деформации в кровле выработок и применяемым креплением.

Таблица 4.2
Взаимосвязь величины разрушающей деформации пород кровли и применяемой крепи выработки

Величина деформации кровли, U , м	Отсутствует	0 – 0,1	0,1 – 1,0	> 1
Применяемая крепь	Без крепи	Набрызгбетонная	Анкерная	Арочная

С принятием более широкого спектра типоразмеров анкерной крепи, арочное крепление может не использоваться, что хорошо подтверждается работой В.В. Виноградова [90]. Результаты выбора рационального типа крепи показали, что учет положительного влияния ВП на охранные целики позволяет использовать арочное крепление с глубины 1100 м, а не с 610 м. Это говорит о возможности ресурсосбережения при проведении подготовительных выработок в разгруженных областях охранных целиков. Эффективность предлагаемых технологических параметров проведения подготовительных работ не теряет актуальности при отработке охранных целиков залежей бедных руд на шахте «Юбилейная». При подготовке залежей в охранных целиках рациональным будет замена арочной крепи на анкерную. Помимо этого полученные результаты представлены в работе [91] и позволили обосновать рациональные параметры крепления нарезных выработок в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» [92].

Результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью, подтверждаются и данными, полученными при опытно-промышленном внедрении разработанных технологических решений на шахте им. Ленина. Это говорит о высокой достоверности полученных результатов и позволяет сформулировать *вывод*.

Способ крепления подготовительной выработки в разгруженной области охранных целика зависит от разрушающей деформации в породах кровли U и определяется величиной радиальных напряжений σ_r , которые действуют в породах лежащего бока выработанного пространства шахты по параболической зависимости. Заложение подготовительных выработок с учетом разгруженности массива охранных целика позволяет сократить до 50% затраты на их сооружение за счет упразднения процесса крепления. Результаты, полученные в разделе 4.1, представлены в работе [93].

4.2. Обоснование параметров конструктивных элементов камерных систем разработки

Параметры конструктивных элементов камерных систем разработки в Криворожском бассейне определяют согласно официально действующих инструкций [33-35]. Функциональные характеристики инструктивных указаний, используемые при расчете обнажения, получены путем статистической обработки производственной информации. Сбор информации производили при отработке основных запасов Кривбасса. Их разработка осуществлялась по падению по всей площади залежей шахтного поля. Отработка запасов железных руд в охранных целике на шахте им. Ленина производится ведением очистных работ по восстанию пород, по обособленной от шахтного поля залежи «8П». На шахте «Юбилейная» в охранных целиках проектируются отработка отдельных рудных тел «Главная-висячая пачка» и «Гнездо 1-2» и обособленных участков залежи «Главная». Уровни очистных работ по законсервированным в охранных целиках и основным запасам различны, то есть, различно положение очистных блоков в массиве зоны разгрузки, окружающем ВП. Как показали результаты аналитического и физического моделирования, место расположения в массиве зоны разгрузки ВП определяет

уровень напряженности пород. При сравнении значений напряженности массива в зоне разгрузки ВП отмечено как повышение, так и понижение напряжений относительно их значений на уровне фронта очистных работ шахты. Установленные зависимости изменения напряженности послужили основанием для утверждения, что проектирование и отработка 74% запасов руды в охранных целиках требуют применения инструкций [33] с уточненной методикой расчета влияния ВП. При этом отработка блоков, расположенных выше фронта очистных работ шахты, целесообразна с увеличением допустимых размеров обнажения массива очистной камерой. Для уточнения влияния ВП необходим пересчет предельных и эквивалентных пролетов обнажения в соответствии с изменением коэффициента запаса прочности n_6 массива зоны разгрузки ВП шахты.

На основании вышеизложенного предлагаемая в работе методика определения оптимальных по устойчивости размеров обнажения конструктивных элементов с учетом места ведения очистных работ относительно ВП характеризуется поэтапным обоснованием технологических параметров и заключается в следующем.

1. Исходя из горнотехнических условий разработки опережающей залежи, влияние ВП которой учитывается на залежь охранный целика, определяют устойчивые рудные и породные обнажения в камере по методике [33]. Критерием устойчивости обнажения является выполнение условий

$$m_2 \leq m_2^\circ, \quad (4.6)$$

$$m_6 \leq m_6^\circ, \quad (4.7)$$

$$l_n \leq l_n^\circ, \quad (4.8)$$

где m_2 и m_2° – соответственно, фактические и предельные значения горизонтального рудного обнажения в камере, м; m_6 и m_6° – соответственно, фактические и предельные значения вертикального рудного обнажения в камере, м; l_n и l_n° – соответственно, фактические и предельные значения наклонного обнажения пород в камере, м.

При этом, фактическое значение эквивалентного пролета наклонного обнажения пород всяческого бока в камере определяют по формуле

$$l_n = \frac{a\epsilon}{\sqrt{a^2 + \epsilon^2}}, \text{ м}, \quad (4.9)$$

где a – размер камеры по простиранию пород, м (см. рис. 4.6); ϵ – размер камеры по падению пород, м.

Предельное значение эквивалентного пролета наклонного обнажения пород всяческого бока в камере определяют из выражения

$$l_n^\circ = 1,35m_2^\circ. \quad (4.10)$$

Фактическое значение эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения в камере определяют из выражения

$$m_2 = \frac{\epsilon M_2}{\sqrt{a^2 + M_2^2}}, \text{ м}, \quad (4.11)$$

где M_2 – горизонтальная мощность залежи, м.

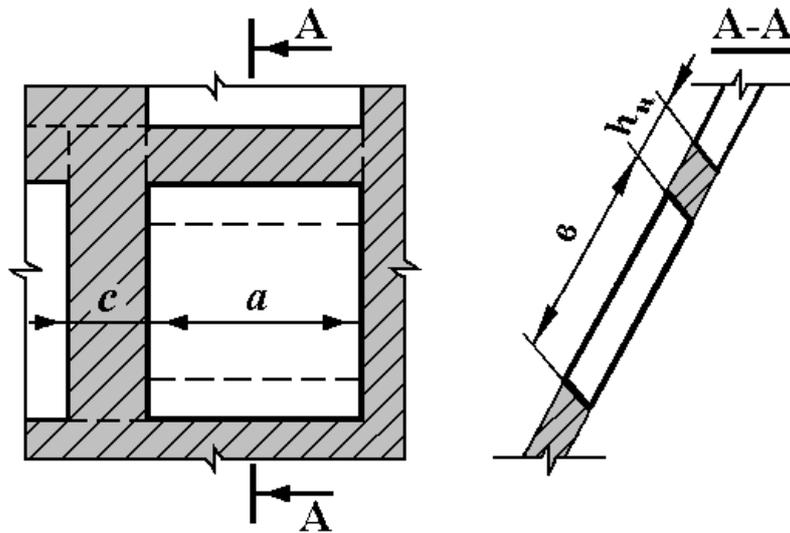


Рис. 4.6. Основные параметры блока для этажно-камерной системы разработки

Предельное значение эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения в камере определяют из выражения

$$m_e^{\circ} = m_{10}^{\circ} \eta_1, \text{ м}, \quad (4.12)$$

где m_{10}° – предельное значение вертикального рудного обнажения в камере, при $t = 10$ мес., м; η_1 – коэффициент, учитывающий влияние времени на устойчивость обнажения пород висячего бока и междуэтажных и междукамерных целиков.

Фактическое значение эквивалентного пролета вертикального рудного обнажения в камере имеет вид

$$m_e = \frac{eM_n}{\sqrt{a^2 + M_n^2}}, \text{ м}, \quad (4.13)$$

где M_n – нормальная мощность залежи, м.

Предельное значение эквивалентного пролета вертикального рудного обнажения в камере определяют из выражения

$$m_e^{\circ} = m_{10}^{\circ} \eta_3, \text{ м}, \quad (4.14)$$

где η_3 – коэффициент, отражающий соотношение между предельными значениями эквивалентных пролетов горизонтального и вертикального обнажений.

Численные значения предельных функциональных характеристик находили по соответствующим номограммам, приведенным в инструкции ГП «НИГРИ» [33].

2. Коэффициенты запаса прочности на растяжение n_p в массиве двух уровней очистных работ ($n_{н_1}^1, n_{в_1}^1, n_{с_1}^1$ и $n_{н_2}^2, n_{в_2}^2, n_{с_2}^2$) для расчетных точек конструктивных элементов ($x_{н_1}^1, x_{в_1}^1, x_{с_1}^1$ и $x_{н_2}^2, x_{в_2}^2, x_{с_2}^2$), рассчитывается по формуле

$$n^n = \frac{0,043\sigma_{сж}}{0,0001(H_{ен} + H) + 0,36 - (0,63 - 0,002l_n)}, \quad (4.15)$$

где $H_{ен}$ – глубина распространения ВП шахты, м (см. рис. 4.7); H – глубина расположения центра конструктивного элемента блока, м; l_n – расстояние от оси ВП до центра конструктивного элемента блока, м.

3. Разность между коэффициентами запаса прочности для двух уровней очистных работ в разгруженной области охранного целика:

- для центра обнажения пород всячего бока

$$n_{н.обн} = n^2_{н} - n^1_{н}; \quad (4.16)$$

- для центра горизонтального рудного обнажения

$$n_{г.обн} = n^2_{г} - n^1_{г}; \quad (4.17)$$

- для центра вертикального рудного обнажения

$$n_{в.обн} = n^2_{в} - n^1_{в}. \quad (4.18)$$

4. Заданный инструкциями коэффициент запаса прочности эквивалентного пролета для глубины распространения ВП шахты:

- для обнажения камерой пород всячего бока

$$n_{н} = \frac{l^{\circ}_{н}}{l_{н}}; \quad (4.19)$$

- для вертикального рудного обнажения в камере

$$n_{в} = \frac{m^{\circ}_{в}}{m_{в}}; \quad (4.20)$$

- для горизонтального рудного обнажения в камере

$$n_{г} = \frac{m^{\circ}_{г}}{m_{г}}, \quad (4.21)$$

где $l^{\circ}_{н}$, $m^{\circ}_{в}$, $m^{\circ}_{г}$ и $l_{н}$, $m_{в}$, $m_{г}$ – соответственно, предельные и фактические значения эквивалентных пролетов обнажения массива пород всячего бока, вертикального и горизонтального рудных обнажений очистной камерой.

5. Предельные размеры эквивалентного обнажения выше глубины распространения ВП шахты:

- для обнажения камерой пород всячего бока

$$l^{\circ}_{н.р} = l^{\circ}_{н} n_{н.обн}, \text{ М}; \quad (4.22)$$

- для вертикального рудного обнажения в камере

$$m^{\circ}_{в.р} = m^{\circ}_{в} n_{в.обн}, \text{ М}; \quad (4.23)$$

- для горизонтального рудного обнажения в камере

$$m^{\circ}_{г.р} = m^{\circ}_{г} n_{г.обн}, \text{ М}. \quad (4.24)$$

6. Фактические размеры эквивалентного пролета обнажения для верхнего уровня очистных работ, при заданном запасе прочности $n_{н}$, $n_{в}$ и $n_{г}$:

- для обнажения камерой пород всячего бока

$$l_{н.р} = \frac{l^{\circ}_{н.р}}{n_{н}}, \text{ М}; \quad (4.25)$$

- для вертикального рудного обнажения камерой

$$m_{в.р} = \frac{m^{\circ}_{в.р}}{n_{в}}, \text{ М}; \quad (4.26)$$

- для горизонтального рудного обнажения камерой

$$m_{г.р} = \frac{m^{\circ}_{г.р}}{n_{г}}, \text{ М}. \quad (4.27)$$

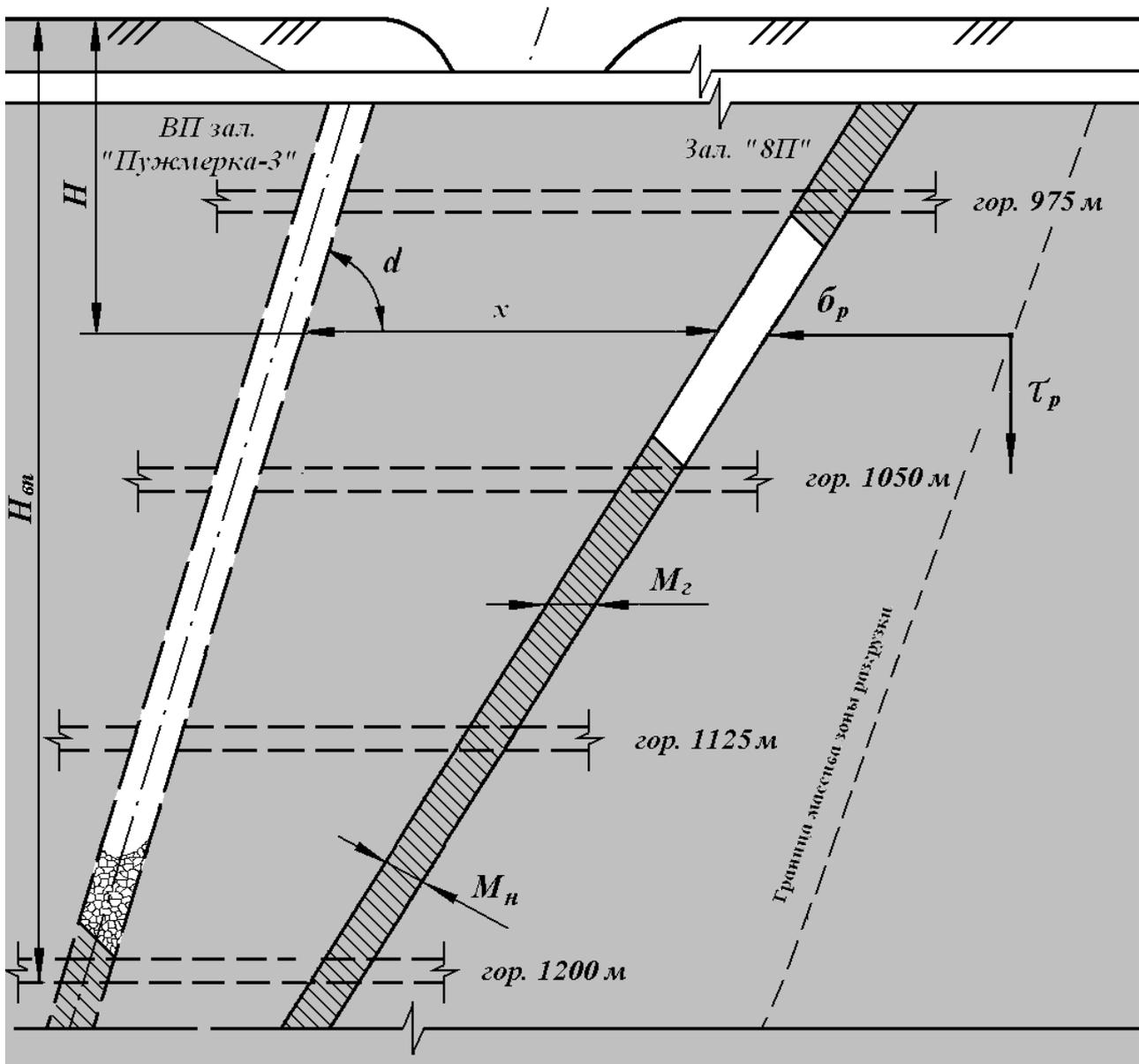


Рис. 4.7. Расчетная схема параметров влияния ВП залежи «Пужмерка-3» на залежь в охранном целике «8П» шахты им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат»

Примечание: серый цвет – массив охранного целика

В качестве примера рассмотрим определение размеров камеры для условий разработки залежи «8П» шахты им. Ленина. Залежь I класса, камера 1-й очереди отработки, средние коэффициенты крепости руды – 6, пород висячего бока – 17, горизонтальная мощность залежи 16 м, нормальная 14 м, блок расположен в этаже 975-1050 м, продолжительность существования потолочины более 10 мес., междукамерного целика и обнажения висячего бока более 10 мес., потолочина наклонная, обнажения целиков и потолочины плоские.

Сопоставим расчетные значения функциональных характеристик, полученных с уточненным влиянием ВП и без него (табл. 4.3).

Таблица 4.3

Проектные и предельные значения расчетных функциональных характеристик

Наименование функциональной характеристики	Значение расчетной функциональной характеристики	
	Проектной	Предельной
Эквивалентный пролет обнажения пород висячего бока, l_n , м	46,4	49,5
Эквивалентный пролет вертикального рудного обнажения, m_6 , м	14,7	17,1
Эквивалентный пролет горизонтального рудного обнажения, m_2 , м	13,0	15,1

Из табл. 4.3 видно, что определенные согласно инструкции ГП «НИГРИ» [33] проектные значения обнажения массива меньше предельных. Это говорит о повышенном запасе прочности в обнажении массива руд и пород. Следовательно, необходимо произвести увеличение обнажения массива до соответствия заданному запасу прочности. Определение фактических размеров обнажения массива производится по формулам (4.9), (4.11) и (4.13) и проверяется по критерию устойчивости по формулам (4.6)-(4.8). Результаты расчетов представлены в табл. 4.4.

Таблица 4.4

Проектные и предельные геометрические параметры блока

Наименование параметра	Значение параметра	
	Проектное	Предельное
Размер камеры по простиранию пород, a , м	58	62
Размер камеры по падению пород, b , м	66	70
Ширина междукамерного целика, c , м	32	28
Наклонная толщина потолочины, h_n , м	20	16

Таким образом, следуя уточненной методике инструкции ГП «НИГРИ», увеличение размера очистной камеры по падению пород на 6 м (5,7%), по простиранию на 4 м (6,5%), а увеличение размеров междукамерных и междуэтажных целиков на 4 м (соответственно 12,5 и 11,9%), не приведет к потере устойчивости.

Опираясь на полученные в работе результаты, проектно-конструкторским отделом шахты разработан проект по отработке блока 150-159 залежи «8П», представленный на рис. 4.8. Отработка залежи «8П» принята с помощью этажно-камерной системы разработки по схеме «камера-целик». Отрезка запасов камеры

производилась с помощью горизонтальной отрезной щели. Для предотвращения разубоживания руды породами лежачего бока на высоту камеры оставляли разбуренный, но не отбитый 3-4-метровый слой руды (экран), который на высоту горизонта 1040-1008 м по лежачему боку сохранялся в виде надпородного целика. При этом дучки лежачего бока штрека скреперования 155-159-й оси горизонта 1047 м временно оставляли нерабочими. При первых признаках неустойчивости пород лежачего бока принимался способ «магазинирования» руды до уровня 1008 м. Также был заложен в висячем боку залежи дополнительный штрек скреперования №2 155-159-й оси. Контроль состояния пород лежачего бока очистной камеры производился путем каротажа скважин выбуренных и буровых камер, пройденных по руде в границе междукамерного целика. Благодаря чему исключалось разбуривание и обрушение пород лежачего бока при технологическом взрывании сконцентрированного взрывчатого вещества в участках скважин, примыкающих к буровым камерам.

До начала отработки камерного запаса блока выбуривались скважины из всех буровых камер горизонта 1040 м для образования отрезной щели и подсечного пространства в осях 155-159. Для подготовки камеры 155-159-й оси горизонта 1040-972 м к дальнейшему разбуриванию скважинами диаметром 150 мм необходимо дополнительно пройти 246 м погонных нарезных выработок, в том числе горизонтальных – 74 м погонных и вертикальных – 172 м погонных. Из расчета, что работы велись двумя забоями с производительностью 0,37 погонных м/чел. см.; в сутки разбуривали 3,48 м погонных, а в месяц 73 м. В целом на выполнение нарезных работ потребовалось 3,5 месяца. В итоге блок 155-159-й оси с учетом уже выполненных ранее работ был подготовлен за 5 месяцев.

На выходе рудосвалочного восстающего №1 по орту-заезду 159-й оси горизонта 1050 м был установлен, подключен и освещен погрузочный люк типа АШЛ-1. На штреках скреперования №2 155-151-й оси и №3 155-159-й оси горизонта 1047 м установлены скреперные лебедки типа 55ЛС-2С. Также установлена звуковая сигнализация для ведения взрывных работ по вторичному дроблению и управления подвижным составом внутришахтного транспорта при погрузке руды.

Очистную выемку начинали с разворота воронок вокруг дучек висячего бока штрека скреперования №1 155-159-й оси с помощью взрывания колонковых кольцевых шпуров диаметром 65 мм. Над воронками формировали отрезную щель шириной 6 м и высотой 27 м по паспорту ГР-15-7. Затем из буровых камер 156-159-й оси проходили штрек горизонта 1040 115-159-й оси сечением 2×2 м. Далее выполняли подсечку массива руды на образовавшуюся отрезную щель обрушением запасов буровой камеры 156, 159-й оси горизонта 1040 м в один прием, одновременно с висячего и лежачего боков. На образовавшуюся подсечку отбивали по 3-4 веера скважин, выбуренных из буровой камеры 158+4 м горизонта 1008 м.

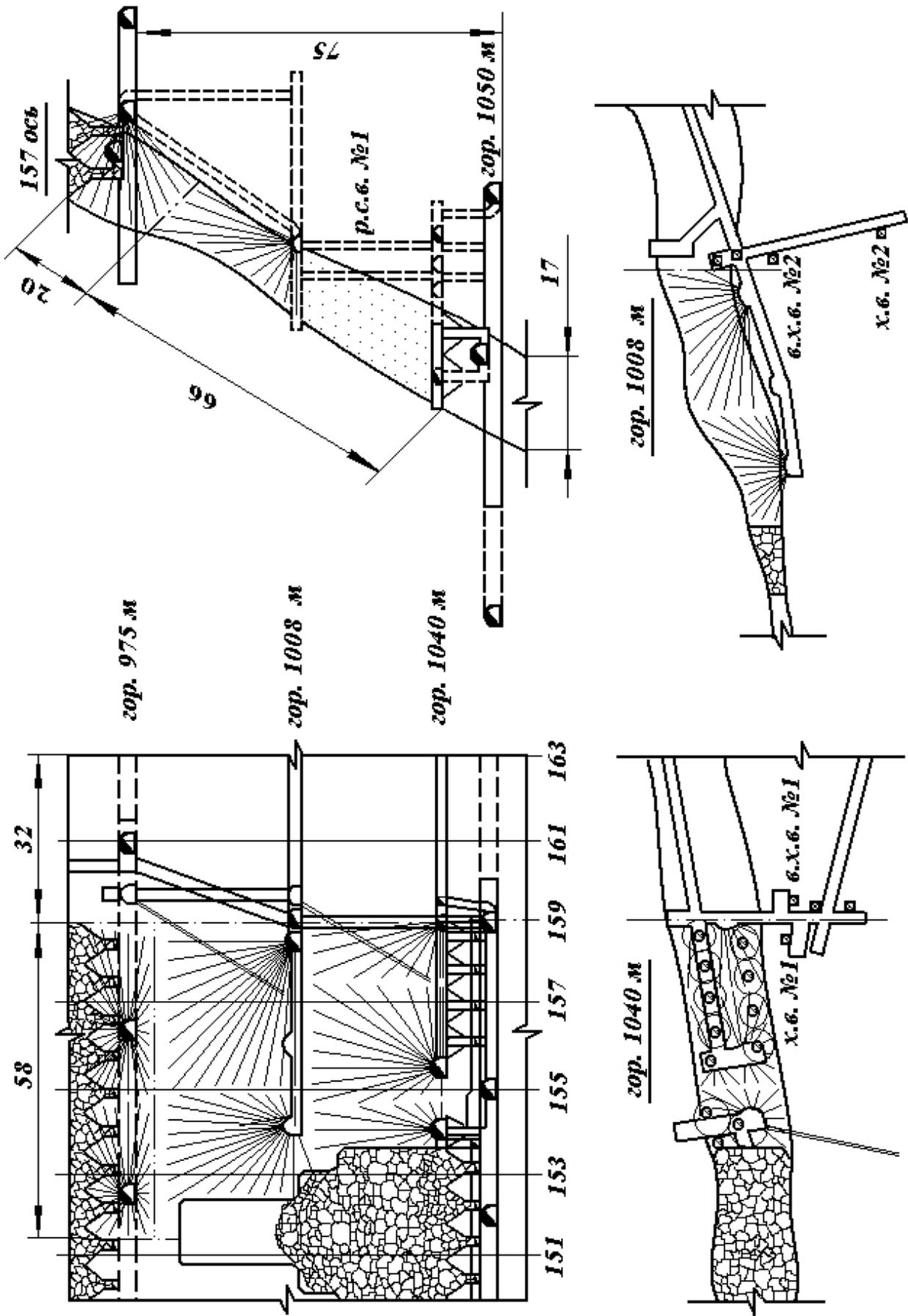


Рис. 4.8. Проект отработки блока 150-159-й по залежи «8П» шахты им. Ленина ОАО «КЖРК»
1:2 000

Второй очередью обработки блока было пристреливание на существующую камеру части междукамерного целика в осях 153+2 м горизонта 985 м. Это концы скважин, выбуренных по целику из буровой камеры 152+4 м основного горизонта 975 м. Третьей очередью было разрушение междукамерного целика и посадка потолочины.

При обработке запасов камеры и междукамерного целика в качестве вентиляционно-ходовых восстающих использовались следующие вертикальные выработки:

- вентиляционно-ходовой восстающий №2, хозяйственные восстающие №1 и 2 159-160-й оси лежачего бока горизонта 1050-900 м;
- вентиляционно-ходовой (рудосвалочный) восстающий №3 152-й оси лежачего бока горизонта 900-933 м;
- вентиляционно-ходовой восстающий №5 153-й оси лежачего бока горизонта 975-965 м.

В качестве хозяйственного восстающего использовалась следующая вертикальная выработка – рудосвалочный восстающий №1 висячего бока 160-161-й оси горизонтов 1040-1008 м, 975-933 м, 933-900 м.

Основной объем руды был принят на штрек скреперования №3 155-159 оси и часть на штрек скреперования №2 150-159 оси горизонта 1047 м.

Результаты совершенствования технологии очистных работ в охранном целике и эффективность ее внедрения на шахте им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» представлены в работе [93].

Полученные результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью, подтверждаются и данными, полученными при промышленном внедрении разработанных технологических решений на действующей шахте Криворожского бассейна – им. Ленина. Это говорит о высокой достоверности полученных результатов и позволяет сформулировать *вывод*.

Параметры камерных систем разработки, обеспечивающие устойчивость конструктивных элементов блока в разгруженной области охранного целика, определяются по коэффициенту запаса прочности на растяжение n_p , который зависит от комплексного влияния глубины распространения выработанного пространства H по экспоненциальной, от угла распространения α по степенной и от объемной массы пород γ по линейной зависимостям. Усовершенствование технологии очистных работ в разгруженном массиве охранного целика позволяет снизить на 2,5% себестоимость добычи руды за счет увеличения размеров очистных камер.

Результаты, полученные в разделе 4.2, представлены в работе [94].

4.3. Экономическая эффективность предлагаемых технологических решений

Выполненные в работе исследования позволили установить закономерности изменения напряженности массива и связанную с ней степень изменения устойчивости обнажения руд и пород в подготовительных выработках и очистных камерах. Определение параметров подготовительных и очистных работ с использованием полученных зависимостей предоставляет возможность совершенствования технологии горных работ при добыче руд из охраняемых целиков объектов Криворожского бассейна. Проведение подготовительных работ в разгруженных областях массива охраняемого целика сопровождается учетом снижения горного давления и дает возможность применения более рационального способа крепления выработок. При отработке блоков камерными системами разработки предлагается увеличение размеров очистных камер, в соответствии с изменением горного давления в разгруженной области охраняемого целика. Это позволяет увеличить камерный запас блока и, следовательно, увеличить объем добытой руды с пониженными потерями и разубоживанием.

При отсутствии возможности совершенствования технологии подготовительных и очистных работ автором предложен ряд способов по снижению негативного влияния ВП на охраняемые целики, применение которых позволяет добиться совершенствования технологии подготовительных и очистных работ. Их применение позволяет снижать горное давление, что способствует применению более дешевого типа крепи подготовительных выработок и увеличения размеров очистных камер.

Определение экономической эффективности от внедрения более рационального способа подготовки блоков производили применительно к залежи «8П» шахты им. Ленина, который представлен в разделе 4.1. Сооружение однопутевого откаточного штрека в породах всячего бока выполняли с установкой унифицированной податливой крепи УПК 29 7,9.

В породах всячего бока проведение штрека не требует применения крепи. Критерием экономии средств является снижение затрат на сооружение выработки по статьям «стоимость материалов» и «фонд оплаты труда рабочих», то есть пропадает необходимость приобретения, и установки арочной крепи. При этом повышается безопасность труда и производительность проходческих работ за счет исключения процесса крепления. Также возрастает скорость проведения однопутевого откаточного штрека с 126 до 150 м/мес. (на 16%).

Себестоимость проведения откаточного штрека по базовому и предлагаемому вариантам определяли по следующим статьям затрат: фонд оплаты труда рабочих; фонд оплаты труда инженерно-технических работников; стоимость материалов; стоимость энергии; амортизационные отчисления; затраты на текущий ремонт и содержание оборудования. Результаты расчетов сведены в таблицу 4.5.

Калькуляция себестоимости

Наименование статей затрат	Затраты по базовому варианту, грн/м	Затраты по предлагаемому варианту, грн/м
Фонд оплаты труда рабочих	30,99	15,41
Фонд оплаты труда инженерно-технических работников	25,86	25,86
Стоимость материалов	1032,53	200,97
Стоимость энергии	70,68	70,68
Амортизационные отчисления	397,75	397,75
Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования	126,52	126,52
ВСЕГО	1634,33	838,19

Удельная экономическая эффективность определяется из выражения

$$\Delta \mathcal{E} = \mathcal{E}_d^{np} - \mathcal{E}_d^{\circ}, \text{ грн/м (тыс. грн/т)}, \quad (4.28)$$

где индексы «*np*» и «*б*» соответствуют значениям показателей предлагаемого и базового вариантов.

Удельная экономическая эффективность от рационализации подготовительных работ составляет 796,23 грн/м (49,7%).

По выполненному анализу, годовой объем проходческих работ на шахте им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» при котором возможно изменение места заложения подготовительных выработок составит 300 м. При этом, годовая величина сэкономленных шахтой средств определяется по формуле

$$B_{год} = \Delta \mathcal{E} Q_{год}, \text{ тыс. грн/год}, \quad (4.29)$$

где $Q_{год}$ – годовой объем подготовительных работ, м.

Таким образом, величина полученного годового экономического эффекта от применения предложенного способа подготовки запасов охранного целика шахтой им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» составила в 2002 году 238,869 тыс. грн. Экономический эффект от применения оптимальных по устойчивости параметров обнажения массива очистной камерой определяли применительно к этажно-камерной системе разработки, расчет параметров которой представлен в разделе 4.2. Предельные эквивалентные пролеты обнажения массива изменяли в соответствии с местом ведения очистных работ, которое влияет на их устойчивость и удовлетворяет условиям $m_2 < m_2^{\circ}$, $m_6 < m_6^{\circ}$, $l_n < l_n^{\circ}$. Это позволяет отрабатывать камеры с увеличенными размерами обнажения массива руд и пород. Предельные эквивалентные пролеты обнажения массива, рассчитанные по методике ГП «ГНИГРИ» [33] меньше рассчитанных с уточненным влиянием ВП. Критерием дохода является увеличение запаса руды в камере, который вынимается с повышенным содержанием железа в сравнении с междукамерными и

междуэтажными целиками. То есть 56% запасов блока взамен 48% (на 17%) отрабатывается камерой при пониженных потерях и разубоживании.

Таблица 4.6

Исходные данные расчета

Конструктивный элемент блока	Промышленный запас блока, тыс. т		Содержание железа, %		Нормативные потери, %	Нормативное разубоживание, %
	проектный	предлагаемый	массив руды	засоряющие породы		
Камера	121,8	141,8	52,33	38,72	5,0	4,0
Потолочина	37,0	32,5	52,33	38,72	14,0	12,0
Целик	90,0	78,7	52,33	38,72	16,0	14,0
Итого по блоку	253,8	253,8	52,33	38,72	10,11	8,06

Содержание железа в добытой рудной массе определяют из выражения

$$Fe_{pm} = \frac{A_i(1 - Kn_i)Fe_m + A_iKp_iFe_n}{A_i(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}}, \quad \% \quad (4.30)$$

где A_i – запас руды в i -ом элементе блока, т; Kn_i , Kp_i – соответственно, коэффициент потерь и разубоживания руды, доли ед.

Содержание железа в добытой рудной массе для обоих вариантов составляет 51,8% для камеры, 50,8% для потолочины и 51,74% для целика.

Экономическая оценка эффективности сравниваемых вариантов производится с использованием методики [89]. Критерий сравнительной эффективности имеет вид

$$\mathcal{E}_d = (C_i - C_i - E_n \Phi_i)(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}, \quad \text{грн}, \quad (4.31)$$

где C_i – отпускная цена 1 т руды в i -ом варианте, грн; C_i – себестоимость добычи 1 т руды в i -ом варианте, грн.; E_n – нормативный коэффициент сравнительной экономической эффективности, доли ед.; Φ_i – фондоемкость добычи 1 т в i -ом варианте, грн.

С учетом того, что величина себестоимости и фондоемкости добычи 1 т руды в предлагаемом и базовом вариантах остается неизменной, то формула (4.31) принимает вид

$$\mathcal{E}_d = C_i(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}, \quad \text{грн}. \quad (4.32)$$

В сравниваемых вариантах качество и соответственно цена товарной руды для элементов блока остаются неизменным. Изменению подлежит промышленный запас камеры, потолочины и целика. Это говорит о необходимости определения экономической эффективности предлагаемого варианта с учетом промышленного запаса i -го элемента блока

$$\mathcal{E}_d = \frac{\sum_{i=1}^n [C_i(1 - Kn_i)(1 - Kp_i)^{-1}] A_i}{A_{\text{ба}}}, \quad \text{грн/т}, \quad (4.33)$$

где $A_{\text{бл}}$ – промышленный запас блока, тыс. т.

Удельная экономическая эффективность предлагаемого варианта, определенная по формуле (4.33), составляет 1,5 грн/т (2,5%).

Получение экономического эффекта предприятием осуществляется в два этапа. На первом этапе отрабатывается запас руды в камерах блоков, а на втором – запас потолочин и целиков. Это вызвано необходимостью оставления целиков с целью охраны залежи «Пужмерки-Магнетитовая» от подработки. Согласно данным отработки блока в 150-159-й маркшейдерских осях по залежи «8П», годовой объем добычи на шахте им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» с увеличенными параметрами, составит 240 тыс. тонн. При этом величина дополнительной выручки от реализации товарной руды составила 360 тыс. грн, согласно формуле (4.29).

Таким образом, величина годового экономического эффекта, полученного от применения оптимальных по устойчивости параметров обнажения массива подготовительными выработками и очистными камерами при добыче руды из первого в Кривбассе охранного целика, составила 598,869 тыс. грн/год. Результаты, полученные в разделе 4.3, представлены в работе [95].

ВЫВОДЫ

1. Обоснование технологических параметров проведения подготовительных работ в охранных целиках произведено на основе учета напряженности массива зоны разгрузки, окружающем ВП. Связанная с радиальными напряжениями σ_p величина разрушающей деформации в породах кровли U влияет на траекторию заложения и способ крепления подготовительной выработки. Учет снижения напряженности в массиве охранного целика под влиянием ВП способствует упразднению процесса крепления выработок. Это позволяет повысить безопасность труда проходчиков повысить скорость проведения до 16% и снизить себестоимость сооружения выработок до 50%.

2. Обоснование параметров конструктивных элементов камерных систем разработки при добыче руд из охранных целиков осуществляется на основе учета напряженности массива в зоне разгрузки напряжений ВП шахты. Связанный с радиальными напряжениями σ_p коэффициент запаса прочности на растяжение n_p определяет устойчивые размеры рудных и породных обнажений в очистной камере. Это позволяет повысить объем руды в камере до 17% и снизить ее запас в междукамерных и междуэтажных целиках до 12,5%, благодаря чему в очистных блоках добываются руды повышенного качества.

4. Экономический эффект, полученный от внедрения предлагаемых мероприятий, свидетельствует о целесообразности разработанных технологических решений. Их применение на шахте им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат» позволило получить реальный экономический эффект в размере 598,869 тыс. грн в год. Внедрение разработанных технологических решений позволяет снизить до 35% год себестоимость добычи руд из охранных целиков на шахтах Криворожского бассейна.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Монография является законченной научно-исследовательской работой, в которой решена актуальная научно-практическая задача по обоснованию рациональных параметров технологии добычи руд в охранных целиках шахт Криворожского бассейна.

В работе получены следующие результаты:

1. Установлены закономерности геомеханических процессов, протекающих в массиве зоны разгрузки напряжений выработанным пространством шахты с помощью аналитического и физического моделирования и промышленных исследований.

Установлено, что:

– способ крепления подготовительной выработки в разгруженной области охрannого целика зависит от разрушающей деформации пород кровли U и определяется величиной радиальных напряжений σ_r , которые действуют в породах лежащего бока выработанного пространства по параболической зависимости. Заложение подготовительных выработок с учетом разгруженности массива охрannого целика позволяет сократить до 50% затраты на их сооружение за счет упразднения процесса крепления;

– параметры камерных систем разработки, обеспечивающие устойчивость конструктивных элементов блока в разгруженной области охрannого целика, определяются по коэффициенту запаса прочности на растяжение n_p , который зависит от комплексного влияния глубины распространения выработанного пространства H по экспоненциальной, от угла распространения α по степенной и от объемной массы пород γ по линейной зависимостям. Усовершенствование технологии очистных работ в разгруженном массиве охрannого целика позволяет снизить на 2,5% себестоимость добычи руды за счет увеличения размеров очистных камер.

2. Обоснованы рациональные параметры технологии проведения подготовительных работ в охрannых целиках, на которые влияет ВП шахты. Учет снижения напряженности ВП в массиве охрannого целика позволил снизить затраты на сооружение подготовительных выработок до 796,23 грн/м за счет использования более рационального типа крепления.

3. Обоснованы параметры конструктивных элементов камерных систем разработки для разгруженных выработанным пространством областей охрannых целиков. Учет снижения напряженности ВП в массиве охрannого целика позволил снизить себестоимость добычи руды на 1,5 грн/т за счет увеличения размеров очистных камер.

4. Установлена эффективность внедрения разработанных технологических решений при добыче руды из охрannого целика на шахте им. Ленина ОАО «Криворожский железорудный комбинат», которая выразилась в реальном экономическом эффекте 598,869 тыс. грн год.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Колоколов О.В., Хоменко О.Е., Бондарев В.Б. К обоснованию рациональной отработки законсервированных запасов подземного Кривбасса // Науковий вісник НГА України. – 2001. – № 1. – С. 7-10.
2. Айзаксон Э. Давление горных пород в шахтах. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 176 с.
3. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 270 с.
4. Савин Г.Т. Концентрация напряжений около отверстий. – М.-Л.: Гос. изд. техн.-теор. литературы, 1951. – 496 с.
5. Космодамианский Я.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения // Труды ВНИМИ. – 1962. – № 45. – С. 194-203.
6. Космодамианский Я.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок круглого сечения // Труды ВНИМИ. – 1961. – № 42. – С. 20-31.
7. Юрченко Т.А. Упругое равновесие пластинки с периодически расположенными группами разнотипных отверстий // Труды НКСИ. – 1971. – №50. – С. 43-48.
8. Красавин А.П. Определение опережения между смежными очистными забоями при одновременной разработке сближенных наклонных жил // Сборник научн. тр. / МГМИ. – 1963. – Вып. 32. – С. 33-36.
9. Цариковский В.В. Геомеханические основы определения параметров систем разработки крутопадающих железорудных месторождений: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.02 – Днепропетровск: ИГТМ АН Украины, 1991. – 459 с.
10. Цариковский В.В. Высота этажа и предельные значения функциональных характеристик // Горнорудное производство. – Кривой Рог: НИГРИ. – 1977. – С. 41-43.
11. Опыт отработки магнетитовых кварцитов / В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, В.В. Сакович и др. // Горный журнал. – 1988. – № 9. – С. 49-53.
12. Борисенко С.Г., Капица Ф.А. Камерная система разработки в горнорудной промышленности. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 339 с.
13. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Расчет на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений. – Киев: Техника, 1970. – 79 с.
14. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Исследование напряжений в потолочинах и расчет их на прочность // Изв. вузов. Горный журнал. – 1963. – № 11. – С. 43-36.
15. Борисенко С.Г., Кухта П.З. Изменение размеров целиков и камер с увеличением глубины работ // Горный журнал. – 1960. – № 11. – С. 36-41.
16. Борисенко С.Г., Комской Е.Н. Влияния закладки или обрушения вмещающих пород на напряжения вокруг камер // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 1964. – № 3. – С. 18-24.

17. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Напряженное состояние и физические свойства пород в зонах разгрузки вокруг горных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. – 1980. – №10. – С. 29-32.
18. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Перспективы применения камерных систем разработки на больших глубинах // Разработка рудных месторождений. – 1978. – Вып. 26. – С. 50-55.
19. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Перераспределение начальных напряжений вокруг горных выработок по мере углубления // Разработка рудных месторождений 1992 – Вып. 28. – С. 52-58.
20. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия // Изв. вузов. Горный журнал. – 1993. – №1. – С. 1-6.
21. Малахов Г.М., Лавриненко В.Ф. Горное давление на рудниках Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1956. – № 6. – С. 14-17.
22. Малахов Г.М., Лавриненко В.Ф., Кучерявенко И.А. Рациональный порядок очистной выемки для рудников Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1961. – № 3. – С. 19-24.
23. Золотарев И.И., Стариков Н.И., Фаустов Г.Т. Отработка параллельных залежей в условиях Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1962. – № 6. – С. 19-23.
24. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Недзвецкий А.В. Разработка мероприятий по обеспечению устойчивости обнажений с увеличением глубины работ при камерной выемке на руднике им. Розы Люксембург // Сб. научн. Тр. НИГРИ. – 1963. – № 7. – С. 31-67.
25. Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1965. – 97 с.
26. Абашин П.А. Исследование горного давления при различных порядках отработки залежей // Разработка рудных месторождений. – 1976. – Вып. 22. – С. 36-41.
27. Исследование закономерностей проявления горного давления при отработке параллельных залежей / Г.М.Малахов, Г.Т. Фаустов, П.А. Абашин, и др. // Разработка рудных месторождений. – 1974. – Вып. 18. – С. 117-125.
28. Малахов Г.М., Арсентьев А.И., Фаустов Г.Т. Влияние способов отработки камер на устойчивость потолочин и висячего бока // Горный журнал. – 1954. – № 3. – С. 21-27.
29. Абашин П.А. Исследование и совершенствование способов разработки крутопадающих параллельно-сближенных залежей: Автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02. – Кривой Рог, 1981. – 22 с.
30. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Халайдовский Н.Я. Определение параметров этажно-камерных систем разработки для глубоких горизонтов шахт Криворожского бассейна // Физико-техн. пробл. разраб. полезн. ископаемых. – Кривой Рог: НИГРИ, 1961. – № 6. – С. 25-33.

31. Ривкин И.Д., Федоренко А.Г., Поликко В.И., Кучер В.М. Совершенствование определения параметров этажно-камерных систем разработки для глубоких горизонтов шахт Кривбасса // Горный журнал. – 1974. – № 6. – С. 53-56.
32. Ривкин И.Д., Цариковский В.В., Федоренко А.Г. Инструкция по определению допустимых размеров обнажений и целиков при подэтажно-камерных системах разработки в Кривбассе. – Кривой Рог: НИГРИ, 1973. – 36 с.
33. Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзвецкий А.В. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 75 с.
34. Цариковский В.В., Сакович В.В., Артеменко А.В. Дополнение к инструкции «Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса». – Кривой Рог: НИГРИ, 1988. – 25 с.
35. Цариковский В.В., Сакович В.В., Кишкин П.И. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводчатой и шатровой формами обнажения потолочин (инструкция). – Кривой Рог: НИГРИ, 1991. – 17 с.
36. Елезов В.Н., Варакута В.В., Абашин П.А. Совершенствование способов разработки параллельных залежей // Разработка рудных месторождений. – 1985. – Вып. 40. – С. 22-27.
37. Фаустов Г.Т., Абашин П.А. Методика определения устойчивых обнажений промежуточной толщи // Разработка рудных месторождений. – 1981. – Вып. 32. – С. 18-21.
38. Порядок отработки сближенных параллельных залежей Кривбасса / В.В. Цариковский, Г.М. Швецова, В.В. Сакович и др. // Совершенствование технологии подземной разработки руд черных металлов. – Кривой Рог: НИГРИ, 1983. – С. 23-25.
39. Разработка параллельно-сближенных залежей Криворожского бассейна системами с открытым очистным пространством / В.В. Цариковский, Г.М. Швецова, В.В. Сакович и др. // Повышение эффективности горнорудного пр-ва. – Кривой Рог: НИГРИ, 1982. – С. 13-17.
40. Швецова Г.М. Исследование напряженно-деформированного состояния массива при отработке сближенных залежей // Напряжения и деформации в массивах горных пород при разработке месторожд. полезн. ископ. – М., 1988. – С. 164-168.
41. Фаустов Г.Т., Федько М.Б. Влияние мощности промежуточной толщи на ее напряженное состояние при отработке параллельно-сближенных залежей // Разработка рудных месторождений. – 1996. – Вып. 57. – С. 19-22.
42. Федько М.Б. Влияние морфологических особенностей залегания параллельно-сближенных залежей на устойчивость промежуточных толщ // Разработка рудных месторождений. – 1996. – Вып. 58. – С. 54-58.
43. Фаустов Г.Т., Федько М.Б. Влияние глубины разработки и физико-механических свойств пород на изменение устойчивости промежуточных

- толщ при разработке параллельно-сближенных залежей // Разработка рудных месторождений. – 1998. – Вып. 62. – С. 57-61.
44. Мутамбо В.П. Керування напруженим станом порід і параметри їх відбійки вертикальними воронками на прикладі рудника Луаньшя (Замбія): Автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02. – Кривой Рог: КТУ, 1999. – 18 с.
 45. Мутамбо В.П. Исследование напряженного состояния массива вокруг очистной камеры в зависимости от ее размеров и глубины горных работ // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ, 1997. – № 61 – С. 43-46.
 46. Мутамбо В.П. Определение изменения величины и характера статических напряжений, возникающих в обрушаемом массиве // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ, 1997. – № 61. – С. 46-50.
 47. Тектонические напряжения в земной коре и устойчивость горных выработок / И.А. Турчанинов, Г.А. Марков, В.И. Иванов и др. – Л.: Наука, 1978. – 256 с.
 48. Распределение напряжений в породных массивах / Г.А. Крупенников, И.А. Филатов, Б.З. Амусин и др. – М.: Недра, 1972. – 144 с.
 49. Борисенко С.Г., Комский Е.И. Расчёт на прочность элементов блоков при разработке рудных месторождений. – К.: Техника, 1970. – 79 с.
 50. Изучение проявления горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Бунько, А.А. Филиппов и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 283 с.
 51. Методы и средства решения задач горной геомеханики / Кузнецов Г.Н., Ардашёв К.А., Филатов И.А. и др.. – М.: Недра, 1987. – 248 с.
 52. Турчанинов И.А., Ионис М.А., Каспарян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 487 с.
 53. Крупенников Г.А., Филатов И.А. Аналитические исследования в механике горных пород // Проблемы механики горных пород. – Новосибирск: Наука, 1971. – С. 128-137.
 54. Протодяконов М.М. Давление горных пород и рудничное крепление. Ч.1. – М.-Л.: Госгортехиздат, 1933. – 127 с.
 55. Слесарев В.Д. Механика горных пород. – М: Углетехиздат, 1948. – 303 с.
 56. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
 57. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. – М.: Наука, 1975. – 232 с.
 58. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах. – К: Наукова думка, 1971. – 199 с.
 59. Руппенейт В.Т., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 354 с.
 60. Ержанов Ж.К. Теория ползучести горных пород и ее проявления. – Алма-Ата: Наука, 1964. – 175 с.
 61. Длугач М.И. Метод сеток в смешанной плоской задаче теории упругости. – К: Наукова думка, 1964. – 260 с.
 62. Варвак П.М. Развитие и приложение метода сеток к расчёту пластинок. Некоторые задачи прикладной теории упругости в конечных разностях. – К: Изд-во АН УССР, 1952. – 716 с.

63. Жуков В.В. Напряжённо-деформированное состояние слоистого массива. – Л.: Наука, 1973. – 132 с.
64. Бреббия К., Уонерс В. Применение метода граничных элементов в технике. – М.: Мир, 1982. – 247 с.
65. Партон В.З., Пермен П.И. Интегральные уравнения теории упругости. – М.: Наука, 1977. – 312 с.
66. Якимчук Д.К., Квинта А.Л. Применение метода граничных интегральных уравнений для решения пространственных задач статики теории упругости. – К: Ин-т проблем прочности АН УССР, 1979. – 65 с.
67. Стренг Г., Фикс Дж. Теория метода конечных элементов. – М.: Мир, 1977. – 349 с.
68. Сьярле Ф. Метод конечных элементов для эллиптических задач. – М.: Мир, 1980. – 512 с.
69. Амусин Б.З., Фадеев А.Б. Метод конечных элементов при решении задач горной механики. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
70. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и механике сплошных сред. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
71. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М.: Мир, 1975. – 539 с.
72. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
73. Методология расчета горного давления / С.В. Кузнецов, В.Н. Одинцов и др. – М.: Наука, 1981. – 103 с.
74. Князева Е.Н., Курдюмов С.П. Синергетика как новое мировоззрение: диалог с И. Пригожиным // Вопросы философии. – 1992. – № 12. – С. 23-28.
75. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Расчет устойчивой формы выработки для глубоких горизонтов железорудных шахт // Разработка рудных месторождений – 1981. – Вып. 32. – С. 13-18.
76. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутым массиве // Изв. вузов. Горный журнал. – 1982. – № 6. – С. 17-22.
77. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Прогнозирование отработки крутопадающих залежей на глубине // Разработка рудных месторождений. – 1983. – Вып. 36. – С. 18-23.
78. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Формирование напряжений вокруг очистных и подготовительных выработок // Разработка рудных месторождений. – 1985. – Вып. 40. – С. 13-17.
79. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Добыча богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1986. – № 1. – С. 20-25.
80. Лавриненко В.Ф. Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработок // Изв. вузов. Горный журнал. – 1986. – № 4. – С. 5-11.
81. Хоменко О.Е. Моделирование выработанных пространств рудников Криворожского бассейна // Науковий вісник НГА України. – 2002. – № 3. – С. 54-57.

82. Изучение проявлений горного давления на моделях / М.Н. Кузнецов, М.Н. Буди́ко, А.А. Филипова и др. – М.: Углетехиздат, 1959. – 239 с.
83. Хоменко О.Е. Аналитическое моделирование влияния выработанного пространства на вмещающий массив // Сб. научн. тр. НГА Украины. – 2002. – № 13. – С. 18-21.
84. Dychkovskiy R. Mathematical Modeling of Geometrical Parameters Influence of Intense Fields on Intense-Deformed Condition of Massif // Proceedings of the International Symposium on Geotechnological Issues of Underground Space Use for Environmentally Protected World. – Dnipropetrovsk / Ukraine / 26-29 June 2001. – P. 167-170.
85. Гаркуша Г.С. Исследование напряжений в кровле камер и междукамерных целиках в зависимости от угла падения залежи: Автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.02. – Кривой Рог, КГРИ, 1980. – 26 с.
86. Кучер В.М. Влияние угла падения пород на устойчивость обнажения в камере. // Разработка рудных месторождений. – 1978. – № 26. – С. 32-35.
87. Хоменко О.Е. Влияние пространственного ориентирования выработанного пространства на напряженность вмещающего массива // Науковий вісник НГА України. – 2002. – № 4. – С. 54-57.
88. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Расчет параметров системы поэтажного обрушения в условиях проявления горного давления // Разработка рудных месторождений. – 1989. – Вып. 48. – С. 37-44.
89. Шершне́в А.А., Турило А.М. Сравнительная экономическая оценка эффективности разработки рудных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. – 1991. – № 7. – С. 44-46.
90. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.
91. Хоменко О.Е. Определение рациональных мест заложения выработок в зоне влияния выработанного пространства шахты // Науковий вісник НГА України. – 2002. – № 6. – С. 19-22.
92. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. До обґрунтування технології кріплення нарізних виробок в умовах ЗАТ „Запорізький ЗРК” // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 7. – С. 15-17.
93. О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 3. – С. 5-7.
94. О.Е. Хоменко, В.Н. Яворский, Д.В. Мальцев Технология очистных работ в областях охранных целиков, разгруженных выработанным пространством шахты Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 7. – С. 22-25.
95. О.Е. Хоменко, Р.Е. Дычковский, О.Б. Владыко, В.Н. Яворский, В.А. Шайтан Экономическая эффективность очистных работ в разгруженных областях охранных целиков // Сб. научн. тр. НГУ, Д.: РИК НГУ, 2004. – № 20. – С. 66-70.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ	4
1.1. Состояние запасов руды в охранных целиках объектов Криворожского бассейна	4
1.2. Особенности применения в Криворожском бассейне традиционных систем разработки	12
1.3. Анализ научно-исследовательских работ в области разработки крутопадающих сближенных залежей	16
1.4. Анализ современных методов исследования напряженно- деформированного состояния массива горных пород	20
1.5. Цель и задачи исследования	24
2. АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ МАССИВА ОХРАННОГО ЦЕЛИКА ПОД ВЛИЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА	27
2.1. Методика моделирования поля напряжений в массиве охранных целиков, окружающих выработанное пространство	27
2.2. Исследование напряженно-деформированного состояния массива, вмещающего разнотипные выработанные пространства	33
2.3. Влияние глубины распространения выработанного пространства на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива	38
2.4. Влияние пространственной ориентировки выработанного пространства на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива	43
2.5. Влияние деформации массива, вмещающего выработанное пространство, на напряженность охранных целиков	49
ВЫВОДЫ	54
3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИИ МАССИВА ОХРАННОГО ЦЕЛИКА ПОД ВЛИЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА	55
3.1. Методика моделирования областей деформации в массиве охранных целиков, окружающих выработанное пространство	55
3.2. Результаты исследования деформации сплошной модели	60
3.3. Результаты деформации модели при увеличении выработанного пространства	62
3.4. Результаты деформации модели при исследовании пространственной ориентировки выработанного пространства	66
ВЫВОДЫ	68

4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В ОХРАННЫХ ЦЕЛИКАХ ОБЪЕКТОВ КРИВОРОЖККОГО БАССЕЙНА.....	69
4.1. Обоснование технологических параметров проведения подготовительных выработок	69
4.2. Обоснование параметров конструктивных элементов камерных систем разработки	78
4.3. Экономическая эффективность технологических решений	87
ВЫВОДЫ	90
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	91
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ	92

Наукове видання

Хоменко Олег Євгенович

Удосконалення технології видобування залізних руд з охоронних ціликів

Монографія
(російською мовою)

Редактор Л.С. Шломіна

Підписано до друку 29.18.07 р. Формат 30×42/4
Папір офсет. Ризографія. Умовн. друк. арк. 5,5
Обліково-видавн. арк. 5,5. Тираж прим. Зак. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Національному гірничому університеті
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842

49005, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19