

Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева

УДК 622.271: 622.34 (043)

На правах рукописи

ШАМПИКОВА АСЕЛЬ ХАИРЖАНОВНА

**Обоснование ресурсосберегающей технологии отработки
сложноструктурных рудных блоков на карьерах**

6D070700 – Горное дело

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научный консультант
академик НАН РК, профессор
Ракишев Б.Р.

Зарубежный консультант
д.т.н. профессор
Jan Drenda (Poland)

Алматы, 2017

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ	4
ВВЕДЕНИЕ	5
1 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	9
1.1 Горно-геологические характеристики некоторых сложноструктурных месторождений Казахстана	9
1.2 Типизация сложноструктурных месторождений полезных ископаемых	21
1.3 Горно-технологические характеристики сложнострутурных блоков	24
1.4 Требования к взрывным работам при открытой разработке сложноструктурных месторождений	29
1.5 Цель и задачи исследования	31
Выводы по разделу 1	32
2 ИССЛЕДОВАНИЯ ФОРМИРОВАНИЯ РАЗВАЛА ВЗОРВАННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ	33
2.1 Обзор литературных данных по формированию развала взорванных пород	33
2.2 Геометрические модели развала взорванных пород	43
2.3 Закономерности размещения отдельных элементов взрываемого блока в развале пород. Координатные сетки взрываемого и взорванного блоков.	46
2.4 Геометрические характеристики элементов взорванного блока	52
Выводы по разделу 2	57
3 МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ БЛОКОВ В РАЗВАЛЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК	58
3.1 Методика определения размещения сложноструктурных блоков первого типа в развале взорванных пород	58
3.2 Методика определения размещения сложноструктурных блоков второго типа в развале взорванных пород	68
3.3 Определение горно-геологических характеристик сложноструктурных блоков	79
Выводы по разделу 3	85
4 ТЕСТИРОВАНИЕ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ БЛОКОВ	87
4.1 Определение показателей сложности строения и отработки разнородных забоев	87
4.2. Тестирование методик определения потерь и разубоживания в условиях Жайремского ГОКа	104
4.3. Экономический эффект от внедрения новых технологий отработки сложноструктурных забоев	112
Выводы по разделу 4	112

ЗАКЛЮЧЕНИЕ	113
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	114
Приложение А Акт опытно-промышленной проверки диссертационной работы Жайремский ГОК	119
Приложение Б Акт внедрения результатов исследований в учебный процесс КазНИТУ им. К.И.Сатпаева	120

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты:

1. Закон Республики Казахстан г 27 июля 2007 года «Об Образовании»;
2. Государственный общеобязательный стандарт образования Республики Казахстан послевузовское образование. Докторантура. Основные положения ГОСО РК 5.04.034 –2011
3. ГОСТ 7.1-2003. Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.
4. ГОСТ 7.9-95 (ИСО 214 -74) Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Реферат и аннотация. Общие требования.

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Большинство разрабатываемых и планируемых к вводу в эксплуатацию месторождений руд цветных металлов Казахстана представлено скальными породами и имеет сложное геолого-морфологическое строение. Они характеризуются неравномерностью оруденения, наличием различных по объему и конфигурации рудных тел. Границы между рудными телами и вмещающими породами визуально неразличимы. Для эффективного освоения сложноструктурных месторождений, необходимо иметь достаточную информацию о взаимном расположении рудных тел и вмещающих пород в массиве.

При разработке сложноструктурных блоков существенное влияние на формирование качества отгружаемых руд оказывают буровзрывные и выемочно-погрузочные работы. При ведении взрывных работ происходит трансформация рудных тел и вмещающих пород, а при экскавации руда нередко разубоживается, или зачастую отгружается в породные отвалы. Существующие методы селективной отбойки и выемки руды из сложноструктурных блоков не всегда дают желаемые результаты.

В связи с этим большое значение приобретают работы, направленные на обеспечение стабильного качества руд, повышение полноты извлечения запасов полезных ископаемых из недр, вовлечение в разработку руд с различным содержанием ценных компонентов.

Эффективное ведение добычных работ и рациональное использование минеральных ресурсов должно основываться на установлении закономерностей размещения полезных ископаемых в массиве и развале, измерении показателей их качества, оперативном управлении процессами взрывания и экскавации сложных забоев, обеспечивающих стабильное качество добываемой руды. Особую роль приобретает целенаправленное размещение рудных тел в развале, позволяющие вести выемочно-погрузочные работы с наименьшими потерями и разубоживанием руды.

Поэтому разработка ресурсосберегающих технологий отработки сложноструктурных блоков на основе их типизации по характеру взаимного размещения руд и пустых пород, прогнозировании их горно-технологических характеристик в развале является актуальной и важной научно-технической задачей.

Целью диссертационной работы является обоснование ресурсосберегающих технологий отработки сложноструктурных блоков на карьерах, обеспечивающих существенное снижение количественных и качественных потерь на основе установленных закономерностей размещения полезных ископаемых в развале.

Идея работы заключается в прогнозировании размещения разнородных пород различной конфигурации и размеров в развале взорванной горной массы и его использование для выбора ресурсосберегающих технологий отработки сложноструктурных блоков при различных условиях взрывания.

Основные задачи исследований.

1. Совершенствование типизации сложноструктурных блоков разрабатываемых месторождений, установление их горно-технологических характеристик.

2. Геометрическое моделирование размещения разнородных пород в развале при различных способах взрывания сложноструктурных блоков различной конфигурации.

3. Создание методики определения внутренней структуры развала пород при различных условиях взрывания сложноструктурных блоков.

4. Разработка рекомендаций по минимизации количественных и качественных потерь при разработке сложноструктурных блоков.

Основные положения, выносимые на защиту:

1. Размещение разнородных пород сложноструктурных блоков в развале при различных условиях взрывания подчиняется определенной закономерности, суть которой раскрывается геометрическим моделированием сложноструктурного блока в массиве и развале.

2. Прогнозирование размещения разнородных пород сложноструктурных блоков в развале позволяет установить их горно-технологические характеристики во взорванной горной массе.

3. Использование разработанной методики определения местоположения отдельных частей сложноструктурных блоков во взорванной массе и рекомендуемые схемы отработки сложноструктурных блоков позволят значительно снизить количественные и качественные потери полезного ископаемого при открытой разработке сложноструктурных месторождений.

Научная новизна

- предложены новые понятия во взрывном и горном деле: координатная сетка взрываемого блока, координатная сетка взорванного блока, которые служат инструментом для определения положения различных элементов взрываемого блока в массиве пород и развале взорванной горной массы.

- с использованием упомянутых координатных сеток разработана методика определения места расположения различных элементов уступа в развале при различных способах взрывания.

- установлены закономерности изменения коэффициентов разрыхления пород в соответствующих горизонтальных и наклонных слоях взорванного блока при различных способах взрывания.

- на основе установленных закономерностей размещения разнородных пород сложноструктурных блоков в развале обоснованы рекомендации по выбору ресурсосберегающих технологии отработки сложноструктурных блоков на карьерах, предопределяющих эффективную работу выемочно-погрузочного оборудования.

Методы исследования. Для решения поставленных задач в диссертационной работе был использован комплекс методов, включающий: методы анализа и обобщения теоретических и экспериментальных

исследований; аналитические и экспериментальные методы, геометрическое компьютерное моделирование внутренней структуры развала.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций обеспечивается анализом и обобщением литературных источников по теме диссертации, геометрическим моделированием с использованием компьютерных программ, использованием предложенных методик определения внутренней структуры развала и снижения количественных и качественных потерь полезного ископаемого при открытой разработке сложноструктурных месторождений.

Научное значение работы: на основе проведенных исследований установлены закономерности размещения отдельных частей уступа взрываемого блока в развале при различных способах взрывания массива пород; предложены новые понятия во взрывном деле: «координатная сетка взрываемого блока», «координатная сетка взорванного блока». Установлены места расположения фиксированных элементов взрываемого блока в развале взорванных пород. Разработана методика снижения количественных и качественных потерь руды при отработке сложноструктурных рудных блоков.

Практическая значимость. На основе разработанной методики определения конфигурации различных частей уступа в развале взорванных пород устанавливаются границы между отдельными включениями руд и пустых пород в развале взорванных пород, их геометрические характеристики при различных способах взрывания. Эти прогнозные оценки служат базой для снижения количественных и качественных потерь полезного ископаемого при открытой разработке сложноструктурных месторождений и повышения производительности горно-транспортного оборудования.

Реализация результатов работы. Они будут использованы в учебном процессе, в проектном деле и на горных предприятиях при отработке сложноструктурных блоков.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались на международной научно-практической конференции "Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе их научное и кадровое сопровождение" (г.Алматы, 2014г.), на международном форуме "Инженерное образование и наука в XXI веке: проблемы и перспективы" (г.Алматы, 2014г.), на международной конференции "Ресурсопроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр" (Москва-Бишкек, 2015 г.), The 15th International Conference on European Science and Technology (Munich, Germany, 2016)

Результаты разработок по управлению уровнем потерь и разубоживания руды апробированы на карьере Ушкатын – III Жайремского месторождения.

Публикации. По теме диссертации опубликовано 8 печатных работ. Из них одна в журнале, входящем в базу Scopus, 3- в журналах, рекомендованных Комитетом по контролю в области образования МОН РК, 1 в журнале рекомендованном ВАК РФ, 4 в материалах конференций.

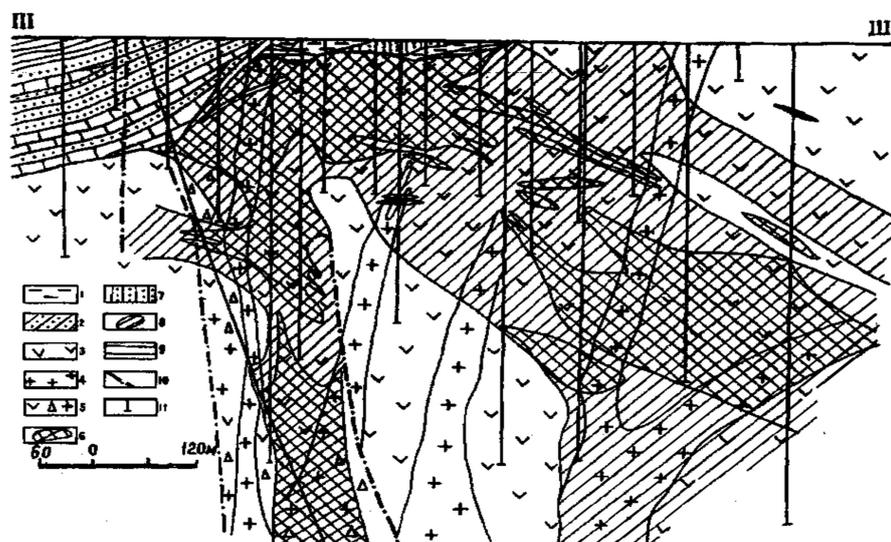
Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав и заключения, содержит 120 страниц, 7 таблиц, 56 рисунка и список литературы из 77 наименований.

1 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1 Горно-геологические характеристики некоторых сложноструктурных месторождений Казахстана

Почти все месторождения руд цветных металлов Казахстана, находящиеся в эксплуатации являются сложноструктурными. Это подтверждают горно-геологические характеристики и новых месторождений приведенных ниже [1-5].

Месторождение Бозшаколь находится в Павлодарской области в 14 км к северу от одноименной железнодорожной станции на дороге Павлодар-Астана. Расположено в Ерементау-Бозшакольской структурно-формационной зоне и приурочено к субширотной Бозшакольской антиклинали [6]. В ядре складки обнажаются породы жангабульской свиты нижнего кембрия - андезитовые, андезито-базальтовые порфириды, их туфы (рисунок 1.1). Они согласно перекрываются вулканогенно-осадочными образованиями агырекской свиты среднего кембрия и прорваны интрузиями кембрийского габбро-плагиогранитного комплекса - диоритами, кварцевыми диоритами, гранодиоритами (первая фаза), порфировидными гранодиоритами и более поздними гранодиорит-порфирами (вторая фаза).



1 - кора выветривания; 2 - песчаники, конгломераты, известняки верхнего ордовика; 3 - андезито-базальтовые порфириды и их туфы нижнего кембрия; 4 - кембрийский комплекс, плагиогранит-порфиры; 5 - взрывчатые брекчии; 6-9 - руды: 6 - сульфидные жильково-вкрапленные, 7 - окисленные легко флотуемые, 8 - сульфидные вкрапленные, 9 - окисленные труднофлотуемые; 10 - тектонические нарушения; 11 - скважины.

Рисунок 1.1 - Рудная зона месторождения Бозшаколь

Отложения нижнего и среднего кембрия и прорывающие их интрузии несогласно перекрываются песчаниками и алевролитами с прослоями известковистых песчаников и известняков торткудукской свиты верхнего кембрия-нижнего ордовика. Наиболее молодые фанерозойские образования

представлены диорит-порфиритами и габбро-диоритами условно силурийского комплекса.

Рудное поле имеет блоковое строение, обусловленное двумя системами трещин. Продольные нарушения (Северный и Южный разломы), ограничивающие месторождение с севера и юга, являются наиболее древними. Поперечными нарушениями участок месторождения разбит на ряд блоков: Восточный, Центральный, Западный и Дальне-Западный. На Восточном и Центральном участках выделяются тела крупнообломочных (несколько метров в поперечнике) брекчий, в которых тесно прилегающие друг к другу обломки эффузивных и интрузивных пород кембрия цементируются относительно небольшим количеством мелкообломочного материала того же состава. Ветвящиеся тела этих брекчий имеют близвертикальное падение и служат как-бы центрами гидротермалитов.

Руды месторождения комплексные молибденово-медные. Содержание меди в среднем составляет 0,72 %, молибдена - 0,014 %. В повышенных количествах отмечаются золото (0,28 г/т), серебро (9,26 г/т), висмут, платина, палладий, кобальт (0,005 %), селен (3,82 г/т), теллур (0,26 г/т), свинец, цинк, кадмий, сурьма, мышьяк, рений (0,001 г/т).

Структуры руд вкрапленные, прожилково-вкрапленные, реже брекчиевые. Главными минералами первичных руд являются пирит и халькопирит, второстепенными - магнетит, молибденит, сфалерит, редкими - галенит, марказит, борнит, гематит, блеклая руда, пирротин, кубанит, висмутин, линнеит.

Зона окисления развита до глубины 5-54 м. Сложена она глинистыми минералами с хризоколлой, атакамитом, малахитом, азурином, брошантитом, купритом, теноритом, самородными медью и латунию. Значительная часть меди связана с гидроксидами железа и входит в состав глинистых минералов, особенно в труднофлотлируемых рудах.

Зона вторичного сульфидного обогащения проявлена слабо, за исключением Южной залежи, где предполагается кембрийская зона вторичного сульфидного обогащения, сложенная халькопиритом и борнитом при слабом развитии халькозина и ковеллина.

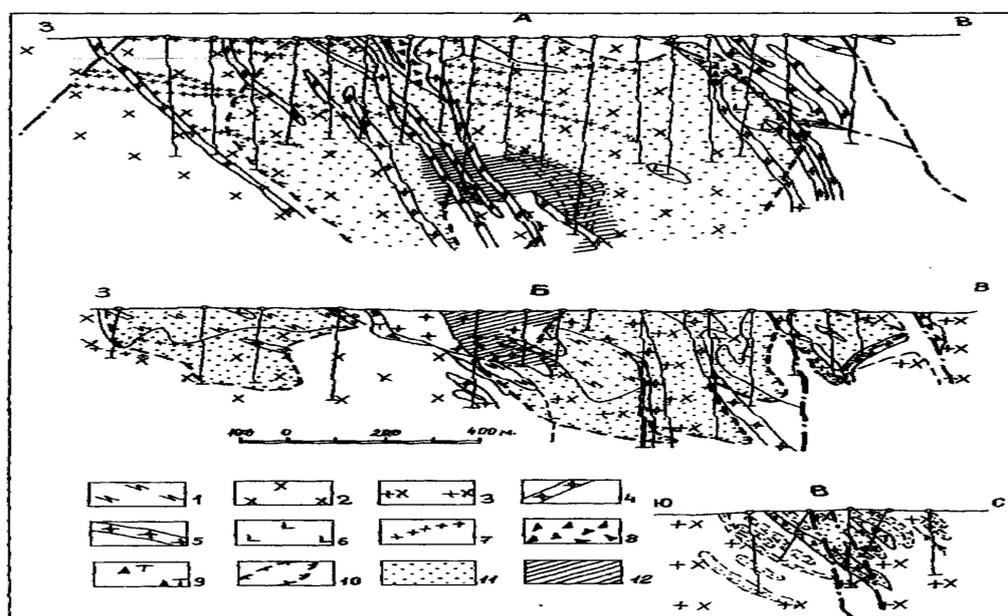
По запасам металлов месторождение отнесено к крупным. 97% балансовых запасов сосредоточено в Главной и Южной залежах и 3% - в Восточной залежи. Запасы можно нарастить за счет глубоких горизонтов и за счет снижения бортовых и средних содержаний.

Актогайское рудное поле расположено в Алматинской области в 22 км к востоку от станции Актогай. Пространственно рудное поле совмещено с Колдарским массивом, прорывающим отложения нижнекарбонического возраста и перекрывающимся флористически охарактеризованными вулканогенно-осадочными отложениями верхнего карбона - низов перми (рисунок 1.2). Площадь его обнаженной части 75 км², на глубине, по геофизическим данным, она превышает 210 км². Массиву свойственна значительная изменчивость состава.

В рудном поле изучено три медно-порфировых месторождения: Актогай, Айдарлы, Кызылкия [7].

Месторождение Актогай приурочено к диоритам и гранодиоритам. Рудный штокверк выходит на дневную поверхность (рисунок 1.2). Его форма соответствует опрокинутому толстостенному эллиптическому конусу с внутренним безрудным ядром, выклинивающимся и расщепляющемся книзу на серию конформных струй, прослеженных до глубины свыше 800 м. Длинная ось горизонтальных эллиптических сечений штокверка ориентирована в запад-северо-западном направлении. Протяженность штокверка около 2500 м при ширине 50-830 м.

Относительно условной осевой поверхности штокверка содержание меди закономерно падает к его внутренним и внешним границам. Аналогично распределение молибденовой минерализации. Максимумы медного и молибденового оруденения пространственно совпадают. Наблюдается закономерное повышение содержания пирита от безрудного ядра к внешнему контуру штокверка, где последний смыкается с внешней пиритной оболочкой. Закономерна смена в этом же направлении минеральных форм меди - от маложелезистых или безжелезистых малосернистых минералов к железистым высокосернистым (гипогенные халькозин и борнит - халькопирит - медистый пирит). Для штокверка средняя величина отношения серы к меди составляет 2:1, отношение меди к молибдену - 42:1. К внешнему контуру штокверка приурочены незначительные скопления свинцовой и цинковой минерализации.



А - Айдарлы, Б - Актогай, В - Кызылкия. 1 - породы вулканогенно-осадочного комплекса; 2 - диориты, кварцевые диориты; 3 - гранодиориты, порфировидные гранодиориты; 4 - гранодиорит-порфиры; 5 - плагиогранит-порфиры; 6 - диабазы; 7 - дайки гранитов; 8 - литинфицированные брекчии; 9 - брекчии на турмаливизированном цементе; 10 - контур рудного штокверка; 11 - рудная минерализация; 12 - зона штокверкового окварцевания.

Рисунок 1.2 – Месторождения Актогайского рудного узла

Месторождение Акжал расположено в Карагандинской области в 80 км северо-восточнее железнодорожной станции Моинты.

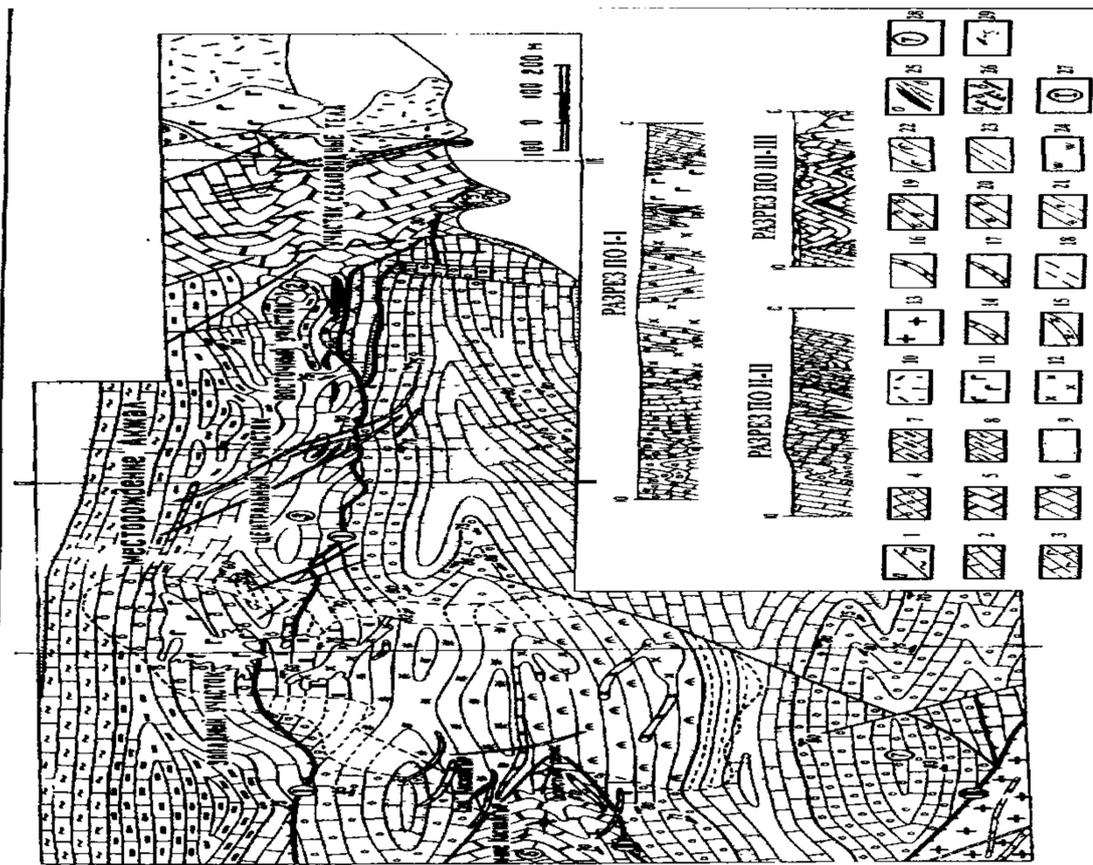
Месторождение приурочено к субширотной синклинали Акжал-Аксаранской зоны, осложненной серией брахискладок и разрывными нарушениями (рисунок 1.3). В строении месторождения участвуют отложения двух фаменских толщ - кремнисто-карбонатной и карбонатно-терригенной. Кремнисто-карбонатная толща сложена кремнисто-глинистыми и массивными известняками. В карбонатно-терригенной толще выделяются бугристые песчанистые известняки и известковистые песчаники. На западном фланге месторождения осадочные породы прорваны штокообразными телами диорит-порфириров с широким ореолом мраморизации известняков и скарноидов по глинисто-кремнисто-карбонатным породам. Около 85% запасов руд месторождения сосредоточено в массивных известняках и только 15% приходится на другие разновидности пород. Выявлено 27 рудных тел, составляющих Западный, Центральный и Восточный участки. Форма рудных тел пласто-, линзо- и седлообразная, протяженность по простиранию от 20 до 1000 м, по падению -10-350 м, мощность 2-70 м. Руды свинцово-цинковые и существенно цинковые. Состав руд: сфалерит, галенит, пирит, халькопирит, буланжерит, геокронит, стефанит, бурнонит, полибазит, аргентит, линнеит, фрей-бергит, зигенит, блеклая руда, пираргирит, самородное золото, кальцит, редко барит и кварц. Элементы-примеси - кадмий, серебро, золото, таллий, германий, индий, теллур, селен. Текстуры руд: вкрапленная, прожилково-вкрапленная, массивная. Среднее содержание свинца - 1,14%, цинка -4,87%, золота-0,14 г/т.

Окисленные руды развиты в центральной части месторождения и распространяются с поверхности на 5-10 м, по разломам до 50 м. Они сложены церусситом, смитсонитом, каламином, гидроцинкитом, англезитом, ярозитом, вульфенитом, цинальситом, деклуазитом, гидрогематитом, лимонитом, плюмбоярозитом, кальцитом, опалом, халцедоном, галлуазитом, каолинитом [2].

Житикаринское месторождение является сырьевой базой предприятия АО «Костанайские минералы». Оно расположено в одноименном массиве ультрамафитов Притобольско-Аккаргинского комплекса (S2 –D1) и относится к баженовскому геолого-промышленному типу (рисунок 1.4).

Месторождение состоит из пяти промышленных залежей хризотил-асбеста: «Основная» залежь; «Лидинская» залежь; «Гейслеровская» залежь; «Малая» залежь; «Новая» залежь.

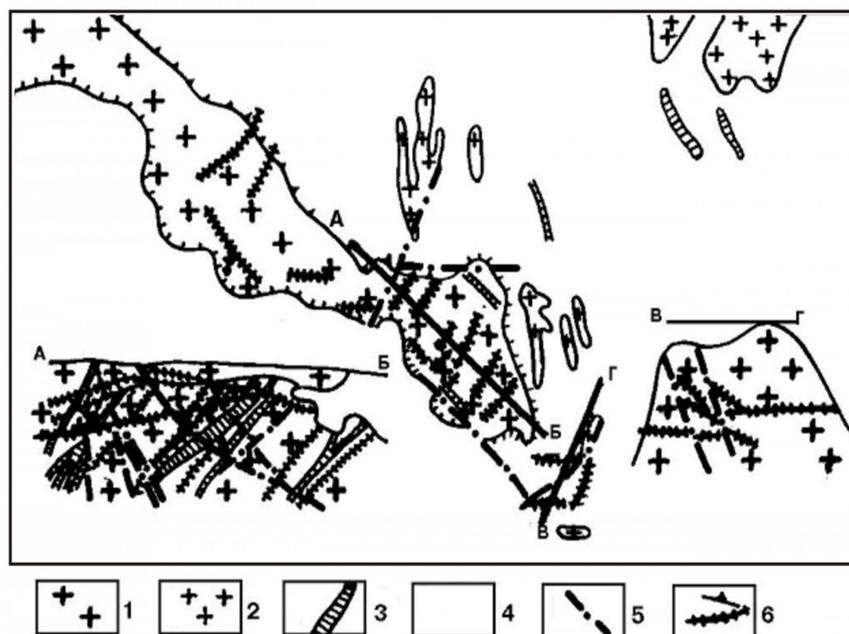
В настоящее время добыча асбестовых руд производится полосой 300-400м в меридиальном направлении протяженностью 3900м, их мощность колеблется от 30-90м на севере до 210-450м на юге, составляя в среднем 180м. Залежь имеет пластообразную форму с восточным падением под углом в среднем 70 град., а распространение волокна асбеста в промышленных концентрациях прослеживается на глубину до 500м, а на юге до 800м.



1 – четвертичные (а), третичные (б) отложения; 2,3 – кассинские слои: 2 – известковистые песчаники, 3 – известковистые песчаники с прослоями миндалекаменных диабазовых порфиритов; 4 – нерасчлененные кассинские и климёвские слои: песчаные бугристые известняки; 5 – сульфидные слои, верхние кремнисто-глинистые известняки; 6-8 – мастерские слои: 6 – массивные известняки, 7 – нижние кремнисто-глинистые известняки, 8 – мергелистые известняки; 9,10 – франкий ярус: 9 – аркозовые, полимиктовые песчаники, конгломерат-песчаники; 10 – дациты, риодациты, ингнимбриты; 11,12 – породы штоков: 11 – диорит-порфириты, монзонит-порфиры, 12 – кварцевые диоритпорфириты; 13 – гранодиориты акжалского комплекса; 14-17 дайки: 14 – диоритовых порфиритов, 15 – кварцевых диоритовых порфиритов, 16 – диабазовых порфиритов, 17 – гранит-порфиров; 18 – мраморизованные известняки; 19 – кальцит-гранат-волластонитовые роговики; 20 – окварцованные известняки; 21 – окварцованные, мраморизованные известняки; 22 – полосчатые кальцит-гранатовые роговики; 23 – ороговикопованные песчаники; 24 – вторичные кварциты; 25 – рудные тела: а – массивные руды, б – вкрапленные руды; 26 – разрывные нарушения: а – взбросо-сдвиги, б – надвиги, в – сдвиги; 27 – наименование основных разрывных нарушений: I – Акжалский, II – Султанский; 28 – пликтивные структуры: 2 – Восточная, 3 – Акжалская, 7 – Южная; 29 – элементы залегания.

Рисунок 1.3 - Месторождение Акжал.

Асбестная зона приурочена к контактной зоне серпентинитов, серпентинизированных перидотитов, перидотитов. Первые покрывают его, вторые подстилают. Контуры всякого бока асбестосодержащих серпентинитов не четкие, т.е. асбестоносность пород затухает постепенно. Лежащий бок примыкает к перидотитовому ядру.



1 - плагиограниты; 2 - малые интрузии и дайки гранит-порфиров и диорит-порфиров; 3- дайки дорудных лампрофиров; 4 - серпентиниты Большого Джетыгаринского массива; 5 - разрывные нарушения; 6 - золотоносные кварцевые жилы

Рисунок 1.4 - Месторождение Джетыгара (Жетыгара).

Рудное тело представлено серпентинитами с несколькими типами асбестоносности, которое довольно-таки закономерно расположено от лежащего до висячего бока.

«Основная залежь» - самая крупная на месторождении, в ней сосредоточено 80% запасов месторождения. Она приурочена к восточному контакту Малого ультрамафитового ядра и протягивается в виде широкой (300–400м) дуги на 3900 м. Залежь имеет пластообразную форму и падает согласно с контактом ультрамафитового ядра на восток. С глубиной мощность залежи уменьшается. Отмечается более пологое падение лежащего бока залежи и более крутое висячего бока. Угол падения лежащего бока до глубины 200 - 250 м составляет 60° , еще глубже (до 800м) увеличивается до $65 - 88^\circ$. Висячий бок залежи более неровный и извилистый. С востока «Основная залежь» ограничивается Восточной зоной разломов, полости которых заполнены дайками среднего и кислого состава. В северном и южном направлениях залежь выклинивается. Северное выклинивание залежи постепенное, южное – резкое. В залежи наблюдается несколько локальных пережимов. Эти пережимы, а также резкое выклинивание залежи в южном направлении обусловлены дайками и штоками диоритовых порфиров и гранодиорит-порфиров.

В пределах «Основной залежи» выделены 6 типов асбестоносности, которые характерны для всего месторождения. При выделении типов асбестоносности учитывались не только геологические факторы (форма жилкования, длина волокна и т.п.), но и промышленное содержание асбеста класса крупности $+0,5\text{мм}$.

На «Основной залежи» отмечается зональность рудоносных пород: степень серпентинизации увеличивается в направлении от ультрамафитового ядра к периферии массива. От лежащего бока залежи к висячему, выделяются: серпентинизированные перидотиты и дуниты; серпентиниты с ядрами перидотитов или дунитов, составляющими 5 - 50% породы; серпентиниты. Оруденелые серпентинизированные гарцбургиты и дуниты, которые слагают не более 5% объема всей залежи, протягиваются вдоль ее лежащего бока полосой мощностью от 5 до 90 м. Серпентинизация здесь, в основном, хризотиловая и лизардитовая. Асбестовая минерализация представлена одиночными жилами и просечками. Серпентинизированные дуниты в отличие от гарцбургитов слабо асбестоносны. В них отмечены лишь просечки асбеста.

Зона серпентинитов с ядрами перидотитов, реже дунитов, составляет значительную часть залежи (25%) и располагается к востоку от полосы серпентинизированных перидотитов. Размеры ядер гарцбургитов колеблются от 1 до 200 см, обычно 10 – 50 см. Форма ядер шаро- и бочкообразная, а также яйцевидная. Расстояния между ядрами сопоставимы с их параметрами. Границы ядер с вмещающими серпентинитами резкие, не превышает нескольких миллиметров. Следует отметить, что жилы хризотил - асбеста независимо от размера ядер отделены от последних серпентинитовой оторочкой мощностью от 1 до 15 см. По минеральному составу серпентиниты этой зоны на севере и в центре залежи хризотил-лизардитовые, а от центра на юг – лизардит-хризотиловые. С этой полосой связаны наиболее богатые асбестовые руды - крупная сетка и сложные жилы.

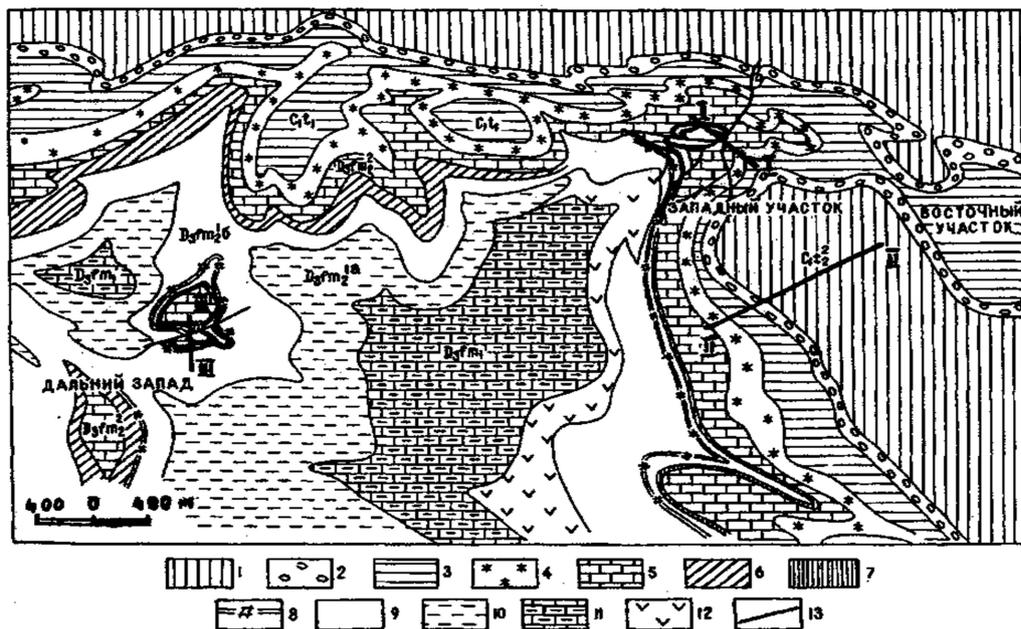
Зона полной серпентинизации является самой мощной и занимает до 70% объема залежи. Она слагает восточную и частично осевую ее части. В зависимости от состава исходных пород серпентиниты данной полосы делятся на апоперидотитовые, аподунитовые и развитые по полосчатому дунит-гарцбургитовому комплексу, а по минеральному составу - соответственно на хризотил-лизардитовые, существенно хризотиловые и лизардит-хризотиловые. С этой полосой связаны асбестоносности типа бедных сложных жил и крупной сетки, мелкопрожила, мелкой сетки и просечек.

Таким образом, для каждой зоны характерен определенный тип асбестоносности. Кроме того, в пределах залежи наблюдается рудная зональность, обусловленная составом и структурой вмещающих пород: вдоль лежащего бока просечки и одиночные жилы асбеста в серпентинизированных перидотитах и дунитах; более богатые сложные и крупносетчатые жилы в серпентинитах с ядрами перидотитов в осевой части; бедные сложные жилы и крупная сетка, мелкосетчатые жилы, мелкопрожил и просечки – в серпентинитах вдоль висячего бока. Серпентиниты с антигоритом располагаются в приконтактных частях даек гранитоидов и самостоятельного значения не имеют.

Месторождение Жайрем расположено в Карагандинской области в 25 км южнее железнодорожной станции Женис.

Месторождение приурочено к Жайремской бранхиан-тиклинальной структуре в центральной части Жаильминской грабен-синклинали. В рудном поле выделено три участка: Восточный, Западный Дальнезападный (рисунок 1.5).

На всех участках развиты наносы и коры выветривания значительной мощности. Ядро Жайремской брахиантиклинали сложено порфиритами, игнимбритами, конгломератами и песчаниками франского яруса.



1-3 - турнейский ярус: 1 - кремнисто-карбонатные сероцветные породы, 2 - известняки желваковистые, 3 - известняки волнисто-слоистые, углистые флишоидные отложения; 4-11 - фаменский ярус: 4 - кремнистые узловато-слоистые красноцветные известняки, 5 - кремнистые волнисто-слоистые сероцветные известняки, 6 - переслаивание органогенно-детритовых известняков и темносерых глинисто-кремнисто-известковых пород, 7 - прослой бедных железных руд в глинисто-кремнистых-карбонатных породах, 8 - углистые карбанатно-калишпат-кремнистые породы с кальцитовыми, реже пиритовыми конкрециями, 9 - неравномерное ритмичное переслаивание углисто-кремнисто-известняковых пород, углистых и пиритовых ритмов, туфогенно-осадочных образований, 10 - неравномерное ритмичное чередование кремнисто-известковых конкреционных пород, пирит-сфалеритовых руд и органогенно-детритовых известняков, 11 - углисто-глинисто-известковые слоистые породы: 12 - трахитовые порфиры; 13 - разрывные нарушения.

Рисунок 1.5 - Месторождение Жайрем.

Перекрывающие фаменские отложения в рудном поле состоят из пяти пачек. Нижняя состоит в основном из глинисто-кремнисто-карбонатных пород с прослоями туфов, туффитов, бедных гематит-магнетитовых и сидеритовых руд. Следующие ритмично-слоистая и флишоидная пачки сложены известняками, глинисто-кремнисто-карбонатными породами с прослоями железистых яшм, бедных гематит-магнетитовых руд, углистых, пиритовых и пирит-сфалеритовых (с галенитом) ритмитов, с которыми на всех участках совмещены промышленные свинцово-цинковые руды. Вышележащая сероцветная пачка состоит из чередующихся железорудных и флишоидных горизонтов с углистыми и рудными ритмитами, заключающими промышленные руды свинца и цинка на Восточном участке. Завершается

разрез "продуктивного фамена" красноцветной существенно карбонатной пачкой с прослоями железистых яшм и гематит-магнетитовых руд.

Основные структуры рудного поля - Жайремская и Срединная антиклинали, осложненные складками более высокого порядка. Много разломов со смещениями в первые единицы метров и мелких складок, не нарушающих общего плана структур.

На месторождении развиты руды трех этапов: 1- слоистые седиментные руды железа и марганца (непромышленные), свинца и цинка (пирит-сфалеритовые с галенитом), слагающие протяженные пластовые тела; 2 - метасоматические полосчатые цинково-свинцово-баритовые (сфалерит-галенит-баритовые) руды, образующие мощные, резко выклинивающиеся линзы; 3- медно-баритовые (халькопирит-баритовые) руды, залегающие в виде небольших линз, жил, гнезд и прожилков.

Руды первого седиментного этапа представляют собой углисто-глинисто-кремнисто-карбонатные породы с послойной вкрапленностью и слоями сульфидов мощностью от долей миллиметра до 15-20 см. Руды существенно цинковые. Содержания свинца в них десятые доли процента реже до 1,5%. Форма рудных тел пластовая, ленто- и линзовидная, протяженность 350-1200 м, мощность 1-87м (средняя 22 м). Из рудных минералов преобладают пирит, сфалерит, в значительно меньшей степени развит галенит; реже встречаются арсенопирит, халькопирит, блеклые руды.

Руды второго этапа - сульфидсодержащие баритовые метасоматиты и в разной степени баритизированные породы, пространственное положение которых контролируется разрывными нарушениями, зонами дробления и повышенной трещиноватости пород, межпластовыми срывами особенно в приадрных частях складок, что обусловило линзо-, седло-, пласто- и столбообразную форму рудных тел. Протяженность их по простиранию, падению и мощности на разных участках соответственно составляет: на Западном - 270-760 м (средняя 515м), до 600 м, 1-115м (средняя 30 м); на Дальнезападном - 350-1200 (775) м, до 500м, 1-87 (22) м; на Восточном-200-1600 (900) м, до 900 м, 1,5-20 (6) м. Руды баритово-свинцово-цинковые, составляют основные запасы и промышленную ценность месторождения. Среднее содержание свинца - 1,76%, цинка -3,75%, барита - 37%. Отношение свинца к цинку 1:2,6. Зональность рудных тел обусловлена сменой снизу вверх и от центра к периферии кварцевых метасоматитов кварц-баритовыми и баритовыми, пиритовой минерализации (в том же направлении) - медной, свинцово-медной, свинцовой и свинцово-цинковой.

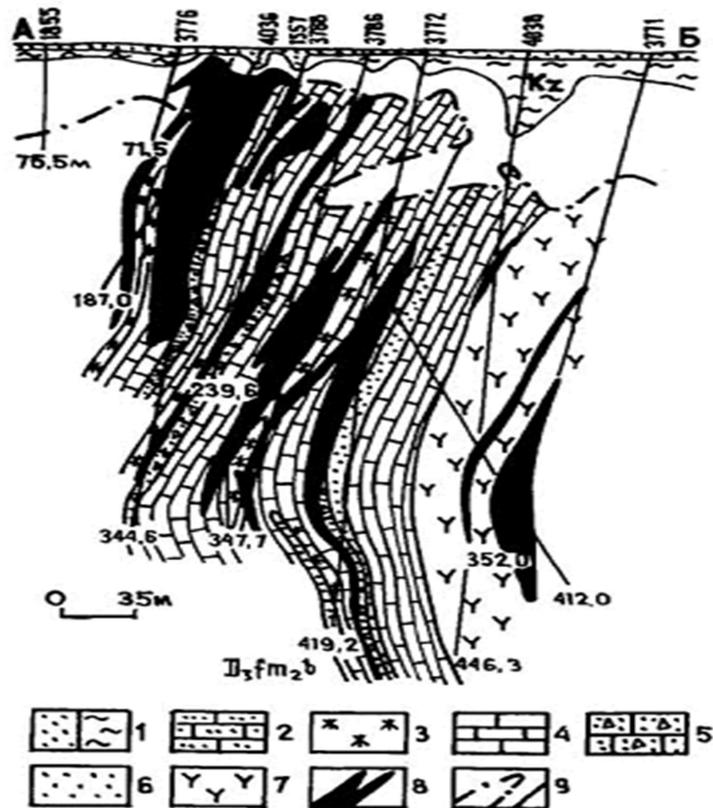
Руды третьего этапа халькопирит-баритовые, представляют наиболее поздние проявления. Это жилы, сложенные белым крупнозернистым баритом с кварцем, кальцитом и гнездами халькопирита, пирита, реже гематита. Околорудные изменения эпигенетических этапов - окварцевание, баритизация, карбонатизация, альбитизация. Основная масса руд второго и третьего этапов сосредоточена на тех же участках разреза, что и руды первого этапа [4].

Месторождение Ушкатын-III относится к Атасуйскому рудному району, заключающему в себе более десятка аналогичных по генезису крупных месторождений железомарганцевых и барит-полиметаллических руд (рисунок 1.6)[5].

Марганцевое и свинцовое оруденение комплексного месторождения Ушкатын-III разобщено (незначительно), однако находится в пределах одной структуры, и нижеследующее краткое геологическое описание в равной мере относится к обеим частям его. Месторождение приурочено к выдвинутому к северу на 3-4 км выступу северного крыла Жаильминской мульды, фиксирующему ее структурное осложнение – типичное местоположение всех месторождений атасуйского типа. Подобные осложнения предопределены пересечением разнонаправленных разломов в жестком основании мульды. Такие узлы являлись областями повышенной проницаемости земной коры для магмы и различного рода флюидов. Наличие тектонического узла доказывается резкой сменой направления складок на ограниченной (1,8 × 2 км) площади месторождения. В северной его части простирание складок меридиональное, в южной части – субширотное. Комбинация этих двух направлений определяет сложный в плане рисунок рудоконтролирующей синклинальной структуры месторождения, состоящей из двух конкретных сопряженных складок третьего порядка: Восточной синклинали субмеридионального простирания и Перстневской синклинали субширотного простирания. Осевые части этих складок сложены безрудными известняками нижнего турне, которые в крыльях складок подстилаются сложным по составу комплексом рудовмещающей красноцветной пачки верхнефаменского подъяруса. В состав комплекса входят узловато-слоистые красноцветные известняки с пластами железных и марганцевых руд, тонкодетритовые и рифогенные известняки с барит-свинцовым оруденением, известняковые седиментные конгло-брекчии, вулканомиктовые песчаники и алевролиты. Самые нижние залежи барит-свинцовых руд приурочены к стратиграфически более низкой сероцветной пачке верхнего фамена. При этом в северо-восточной части месторождения локализуется преимущественно барит-свинцовое оруденение, а в остальной его части – марганцевые и железомарганцевые руды.

По действующим кондициям для подсчета запасов выделяются следующие тела марганцевых руд:

Пласт 1 (PT-1). В объеме одноименной стратиграфической единицы кондиционные руды образуют 8 разобщенных, небольших по размерам и по площади линз в обоих крыльях Восточной синклинали, в оруденелой части Центральной антиклинали и в западном крыле Западной синклинали. Они располагаются на различных глубинах от поверхности и разделены участками, лишенными оруденения или с забалансовыми рудами.



- 1- песчано-глинистые отложения;
 2-органогенно-детритовые известняки; 3 - красноцветные узловато-слоистые известняки; 4 -
 органогенные известняки; местами кремнистые, вишневые;
 5 - седиментационные брекчии; конгломерато-брекчии; 6 - алевролиты, песчаники
 вишневые; 7 - фельзит-порфиры; 8 - свинцово-баритовые руды;
 9 - граница зоны окисления

Рисунок 1.6 - Месторождение Ушкатын-III

Пласт 2 (PT-2). Железистые кондиционные марганцевые руды слагают почти непрерывный рудный пласт на всем протяжении западного крыла и осевой части длиной по простиранию около 1500 м.

Пласт 4 (PT-4) занимает объем стратиграфических единиц PT-3 и PT-4 вместе взятых, потому что мощность разделяющего их безрудного известнякового пласта не достигает, как правило, 2-3 м. Рудное тело PT-4 является одним из наиболее выдержанных и протяженных на месторождении и протягивается без перерывов на 2400 м по простиранию в западных крыльях Восточной и Западной синклиналей и в крыльях Центральной антиклинали от линии II до линии XXI.

Сплошность пласта нарушается лишь локальными тектоническими нарушениями в линиях III (разлом 2), IX (разлом 2), между линиями XI-XIII (разлом 6) и в приповерхностной части линий XIV-XVIII (разломы 1 и 2). В строении пласта на большей части месторождения марганцево-рудные

прослой резко преобладают над железорудными. Поэтому в нем сосредоточены наибольшие запасы маложелезистых марганцевых руд.

Таблица 1.1 - Параметры рудных тел железомарганцевой части месторождения Ушкатын-III

№ пласта, рудного тела	Западное крыло		Восточное крыло	
	Протяженность, м от-до	Мощность, м <u>от-до</u> средняя	Протяженность, м от-до	Мощность, м <u>от-до</u> средняя
Пласт 1, РТ-1	150-400	<u>1,0-2,4</u> 1,73	50-150	<u>0,6-2,8</u> 2,17
Пласт 2, РТ-2	5-850	<u>1,8-10,0</u> 3,29	30-150	<u>1,0-14,0</u> 4,76
Пласт 4, РТ-4	50-1000	<u>1,2-7,9</u> 3,9	10-220	<u>1,0-11,3</u> 4,73
Пласт 6, РТ-6	70-780	<u>1,2-6,8</u> 4,3	60-220	<u>1,5-5,6</u> 2,8
Пласт 6/7, РТ- 6/7	80-150	<u>0,9-1,9</u> 1,12		
Центральная антиклиналь				
Пласт 7, РТ-7	130-280	<u>1,3-4,7</u> 2,35	250-350	<u>1,1-3,7</u> 1,9
<u>Верхняя линза</u>				
Пласт 8, РТ-8в	950	<u>1,1-10,0</u> 2,8		
Нижняя линза			Восточное крыло	
	400	<u>0,8-5,0</u> 2,2	400	<u>1- 6</u> 2,5
Центральная антиклиналь				
Пласт 8, РТ-8н			900	<u>2,7-8,4</u> 5,8
Западное крыло			Восточное крыло	
Пласт 9, РТ-9	300-500	<u>1,3-5,1</u> 3,05	50	<u>1,3-3,5</u> 2,4
Центральная антиклиналь				
РТ-9-10			950	<u>5,9-9,1</u> 7,4
Западное крыло			Восточное крыло	
Пласт 11-13, РТ-11-13	70-570	<u>0,8-7,9</u> 4,50	20-150	<u>1,2-4,9</u> 2,4

Пласт 6 (РТ-6) занимает объем стратиграфических единиц РТ-5 и РТ-6 и разделяющего их известнякового прослоя вместе взятых. Это самое протяженное и значительное по запасам рудное тело месторождения. По простиранию балансовые марганцевые руды пласта прослежены в разбуренной части месторождения непрерывно на 2500 м от разведочной линии 1^а до линии XXI.

Сплошность пласта локально нарушается тектоническими нарушениями, вызванными послойными срывами: в линии III (нарушение 150 м по падению), в линии IX, в линиях XVII, XVIII.

Пласт 6/7 (PT-7) выделяется в средней части горизонта и отвечает одному из содержащихся в нем прослоев красноцветных узловато-слоистых известняков, не получивших при разработке стратиграфической схемы месторождения конкретных наименований и индексов. Дробный индекс придается пласту по его положению между рудными телами PT-6 и PT-7.

Кондиционные марганцевые руды в этом пласте слагают 4 мелкие линзы. Все линзы размещены в западном крыле Восточной синклинали.

Пласт 7 (PT-7). В рамках одноименной стратиграфической единицы балансовые марганцевые руды слагают 4 небольших по протяженности и мощности линзы. На всем остальном протяжении месторождения на уровне пласта PT-7 развиты либо «пустые» красноцветные известняки, седиментные брекчии и яшмы, либо разрозненные, не увязывающие между собой, точки с марганцевым оруденением.

Доля запасов пласта в общем балансе месторождения незначительна.

Пласт 8 (PT-8). Кондиционное марганцевое оруденение сосредотачивается у верхней и нижней границ пласта и разделяется безрудными интервалами или пластами железных руд мощностью более 4 м.

Пласт 9 (PT-9). Балансовые марганцевые руды на стратиграфическом уровне пласта 9 ведут себя неодинаково в северной и южной частях месторождения. На севере между разведочными линиями II-XII в строении пласта участвуют интервалы седиментных брекчий и железных руд мощностью до 4-5 м и более. Мощный интервал седиментных брекчий отделяет пласт 9 от вышележащего пласта PT-10. В связи с этим тяготеющие к краям пласта марганцевые руды обособляются в 6 изолированных линз.

Пласт 11-13 (PT-11-13). Согласно действующим условиям породные прослои, разделяющие пласты 10, 11, 12 и 13, в силу их маломощности включаются в состав рудного тела. Поэтому верхние марганцево-рудные пропластки пласта 10 и пласты 11, 12 и 13 в случае браунит-гаусманитового их состава объединяются в единое марганцево-рудное тело под условным индексом PT-11-13.

Это рудное тело практически непрерывно продолжается в обоих крыльях Восточной синклинали на 1400 м по простиранию в линиях II^a-XIII и 1-3. В Западной синклинали балансовых марганцевых руд на соответствующих уровнях нет[5].

1.2 Типизация сложноструктурных месторождений полезных ископаемых

Анализ горно-геологической документации Бозшакольского, Актогайского, Акжалского, Житикаринского, Жайремского, Ушкатын – III месторождений показывает, что для них характерны визуально неразличимые границы рудных тел с пустыми породами, между отдельными сортами руд, неравномерное

оруденение и весьма разнообразные конфигурации и размеры рудных тел. По своему геологическому строению все они относятся к сложноструктурным месторождениям. Для теоретического анализа возможных расположений рудных тел (включений) в развале следует их относить к той или иной категории сложности по основным признакам элементов залегания. Вместе с тем забои уступов с определенной степенью точности вписываются в наиболее общую схему Б.П. Боголюбова и Ф.Г.Грачева (рисунок 1.7). В связи с этим приведем основные типы забоев согласно [8]:

- забой *a* (I тип) имеет наиболее простую структуру и состоит по высоте из двух слоев различных сортов руд или из одного слоя руды и из одного слоя породы;

- забои *б, в, г* (II тип) представлены горизонтальными или наклонными пластообразными рудными телами, между которыми имеются прослойки пустых пород;

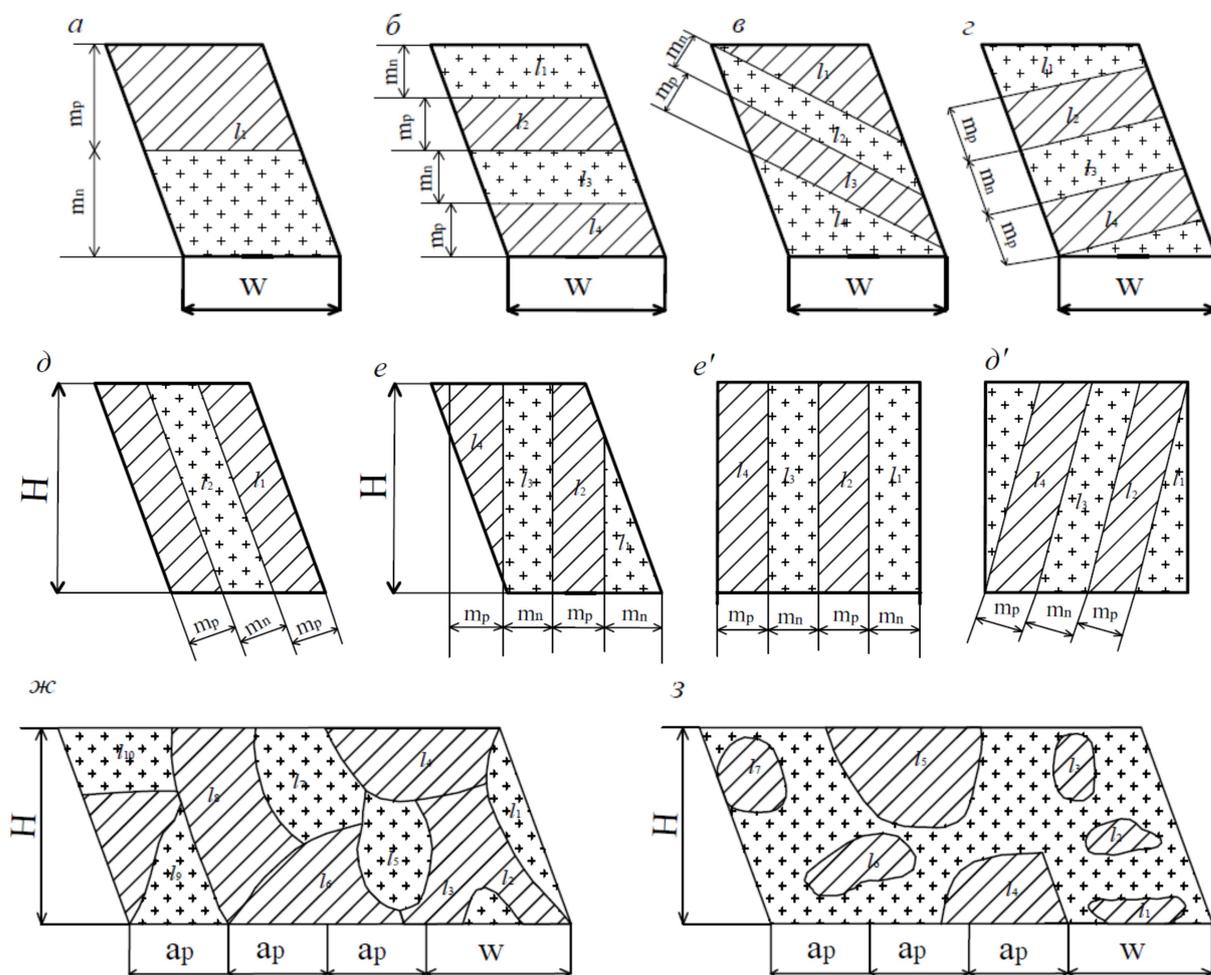


Рисунок 1.7 - Основные типы забоев по Б.П.Боголюбову и Ф.Г.Грачеву

- забои *д, е* (III тип) состоят из крутопадающих пластообразных рудных тел, разделенных пустыми породами; на схемах *е'*, *д'* дан вид забоя со стороны откоса уступа;

- забои *ж, з* (IV тип) представлены рудными телами неправильной формы,

неравномерно размещенными в массиве вмещающих пород (гнезда, трубки, штокверки и т.д).

На современном уровне развития горной техники разработку сложноструктурных забоев в большинстве случаев целесообразно вести при валовом взрывании всего блока с дальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого. Области применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

По мнению ряда ученых [5,6,7,8], при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемешивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Также считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемешанности отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их раздельной выемки, в литературе не приводятся.

Из приведенных геологических данных месторождений полезных ископаемых Казахстана видно, что большинство из них являются сложноструктурными. Как показывает более тщательный анализ, в условиях открытой разработки месторождений отдельными уступами сложноструктурные блоки по характеру расположения рудных образований в массиве и их геометрическим параметрам могут быть объединены в два типа (рисунок 1.8), что обосновано Б.Р.Ракишевым [3]:

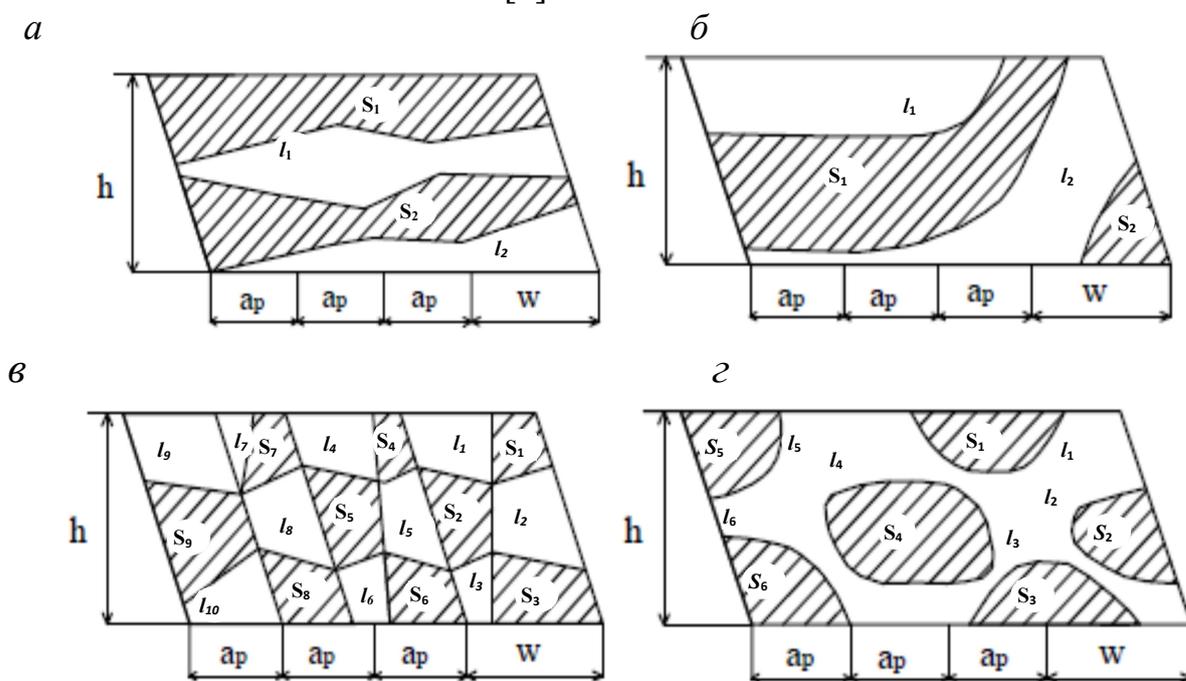


Рисунок 1.8 - Основные типы забоев по Б.Р.Ракишеву

I тип – блоки, сложенные из сплошных рудных тел различной формы и размеров с прямолинейными (рисунок 1.8 а) или криволинейными (рисунок 1.8 б) контактами с породными прослоями. Контактные линии простираются от

одной границы блока до другой. Прямолинейные контакты образуют с горизонтом углы, изменяющиеся от 0 до π . Криволинейные контакты имеют любую пространственную ориентацию и расположение, но взаимно не пересекаются.

II тип – блоки, сложенные из рассредоточенных рудных включений в виде геометрических фигур различной формы и размеров (многоугольники, эллипсы и т.д.) с прямолинейными (рисунок 1.8 в) или криволинейными (рисунок 1.8 г) контактами с вмещающими породами. Контактные линии или полностью располагаются внутри блока, или частично пересекают границы блока.

В частном случае, первый тип сложноструктурных блоков может быть представлен горизонтальными, наклонными или вертикальными пластообразными рудными телами относительно выдержанной мощности (контактные линии параллельны. В этом случае первый тип сложноструктурных блоков представляет собой забои а, б, в, г, д, е, д' в классификации Б.И. Богалубова и Ф.Г. Грачева [8]. Вторым типом сложных блоков гнездообразными рудными телами различных размеров представляют забои ж и з по Б.И. Богалубову и Ф.Г. Грачеву. Как видно, классификация сложноструктурных блоков, предложенная Б.Р.Ракишевым является более общей [3].

Типизация сложноструктурных блоков на основе их геометрических моделей предполагает их упорядочение для выбора рациональных параметров горных технологий при их селективной разработке и имеет ценность лишь в том случае, если упомянутые каким-то образом будут оценены количественно.

Известно [3], что в основу таких методов оценки степени сложности строения месторождения, особенно его отдельных участков или блоков должна быть положена достоверная информация о конфигурации и размерах рудных включений и их взаимном пространственном размещении. При этом искомые технологические характеристики должны взаимоувязывать между собой все выявленные геометрические параметры геолого-морфологического строения блоков.

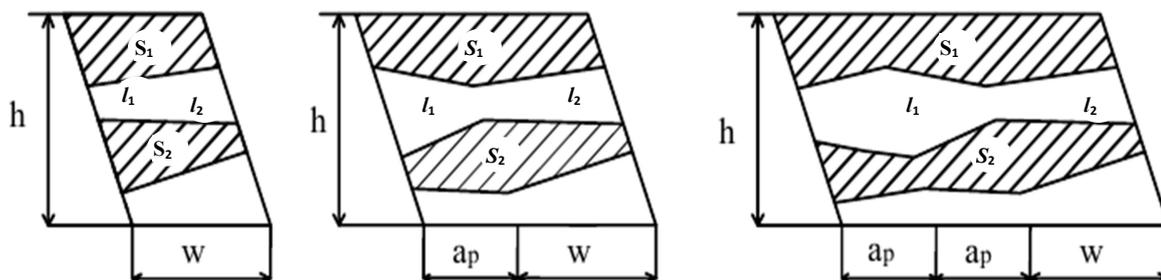
1.3. Горно-технологические характеристики сложноструктурных блоков

Для взаимоувязки геометрических размеров геолого-морфологического строения блоков приведем конкретные их модели при однорядном, двухрядном и трехрядном расположении скважины на уступе (рисунок 1.9). Приведенные на рисунке 1.9. поперечные разрезы уступов, сложенных из различных разнородных пород, представляют собой геометрические модели сложноструктурных блоков.

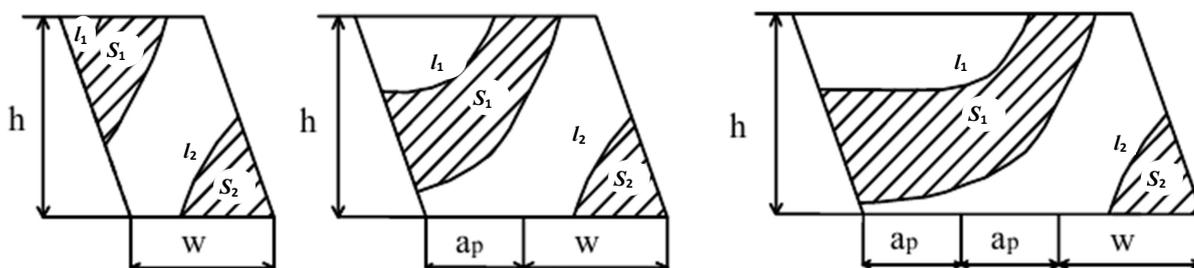
На практике открытых горных работ при использовании современной мобильной выемочно-погрузочной техники высота сложноструктурного добычного уступа обычно не превышает – 15 м, а наименьшая ширина заходки по целику составляет – 8-10 м. При взрывном дроблении таких блоков выемка

слоя полезного ископаемого мощностью ниже 2,5 м оказывается экономически не выгодной, а порой технически – не возможной.

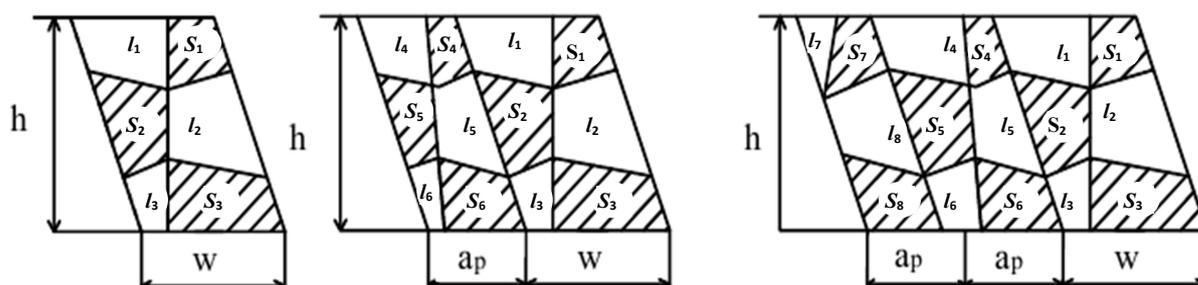
a



б



в



г

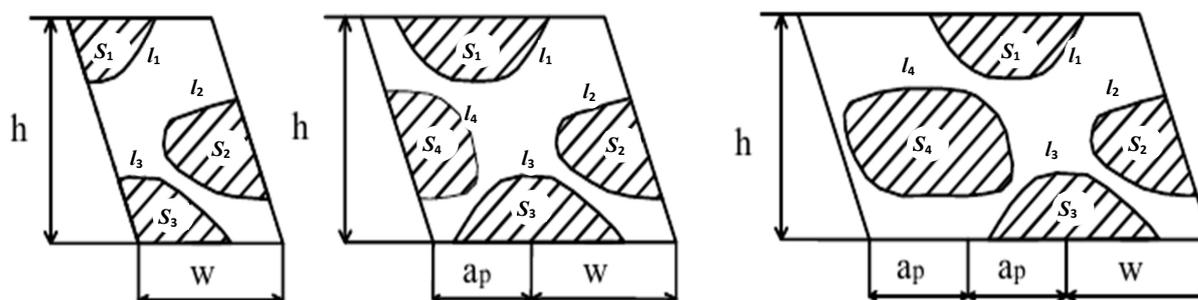


Рисунок 1.9- Геометрические модели сложноструктурных блоков при однорядном (слева), двухрядном (посередине) и трехрядном расположении скважин (справа)

Наличие на взрываемом блоке оконтуривающих линий отдельных рудных тел и их форм позволяет объективно отражать естественное состояние изучаемого объекта и будет способствовать более полному извлечению

полезных ископаемых из недр за счет назначения наиболее эффективных технологий буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в условиях конкретных сложноструктурных блоков. В качестве искомым горно-геологических показателей в соответствии с [3] мы приняли сравнительно легко измеряемые величины:

- коэффициент рудонасыщенности блока;
- показатель сложности строения блока.

Из приведенной типизации сложноструктурных блоков (рисунок 1.9) видно, что они прежде всего характеризуются уровнем насыщенности их полезным ископаемым. Это свойство для рассматриваемого разреза блока может быть оценено коэффициентом рудонасыщенности блока ($k_{рн}$), вычисляемым по формуле

$$k_{рн} = \sum S_i / S_б , \quad (1.1)$$

где S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока;
 $S_б$ – площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока.

Число сечений зависит от протяженности сложноструктурного блока. Каждое сечение охватывает зону протяженностью равной, как правило, расстоянию между скважинами в ряду. Величины S_i легко вычисляются по выделенным разрезам на компьютере с использованием программы Автокад.

Нижнее значение рассматриваемого показателя может быть принято равным 0,25, а верхнее значение – 0,75. Это означает, что в большинстве случаев коэффициент рудонасыщенности сложноструктурного блока лежит в пределах 0,25-0,75. Нетрудно заметить, что предлагаемая характеристика, как относительная величина, распространяется на блоки любых геометрических размеров.

Исходя из изложенного и разумного шага между группами, сложноструктурный блок по степени рудонасыщенности может быть подразделен на:

- более рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,75-0,6$);
- умеренно рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,6-0,4$);
- менее рудонасыщенный ($k_{рн} = 0,4-0,25$).

Очевидно, чем менее рудонасыщен блок, тем сложнее его отработка без количественных и качественных потерь. Однако, как показывают расчеты и опыт работы горнорудных предприятий, при одном и том же значении показателя рудонасыщенности достигаются различные конечные результаты по извлечению полезных ископаемых из недр. Определяющими параметрами блока в этом случае выступают размеры площадей отдельных рудных включений и линий их контактов с вмещающими породами в рассматриваемом объеме. Последние служат местом формирования потерь и разубоживания. Соотношение между обсуждаемыми геометрическими размерами рудных включений и характеризует степень сложности структуры блока.

Этот признак может быть оценен коэффициентом сложности геолого-

морфологического строения блока ($k_{сл}$), определяемым для рассматриваемого разреза из зависимости [10]:

$$k_{сл} = \sum l_i t / \sum S_i , \quad (1.2)$$

где l_i – длина контактных линий i -го рудного включения с вмещающими породами на данном разрезе; t – толщина слоя вмещающих пород (или руд), попадающих при экскавации в рудную массу (или в отгружаемую породу); S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока. Длины контактных линий рудных залежей с вмещающими породами вычисляются по рассматриваемым разрезам на компьютере.

Как видно из равенства (1.2), показатель сложности строения блока ($k_{сл}$) выражает отношение суммарной площади приконтактного слоя примешиваемой породы или теряемой руды в пределах разреза блока к суммарной площади рудных включений в тех же пределах. В зависимости от содержания числителя этот показатель представляет либо потери, либо разубоживание, либо то и другое вместе взятое. Чем меньше сумма площадей рудных включений, тем больше коэффициент сложности геолого-морфологического строения блока и наоборот. Это обстоятельство достаточно полно отражает фактическое состояние дел на практике горных разработок.

Если толщина приконтактного слоя примешиваемой породы или теряемой руды для всех рудных включений величина постоянная, то ее можно вынести за знак суммы. Тогда количественные и качественные потери будут пропорциональны отношению сумм длин контактных линий к суммарной площади рудных включений на данном разрезе блока.

Как видно, коэффициент пропорциональности зависит от толщины слоя. Расчеты показывают, что для сложноструктурных месторождений рассматриваемый критерий при значении t , равном 0,25 м (десятой части наименьшей мощности рудного слоя), колеблется от 0,1 до 0,3. Причем, чем больше $k_{сл}$, тем сложнее структура блока и тем больше источник потерь. Основываясь на этом положении разнородный рудный блок по характеру строения можно разделить на:

- сложноструктурный ($k_{сл} = 0,1-0,2$);
- более сложноструктурный ($k_{сл} = 0,2-0,3$).

Следует отметить, что при значении этой характеристики, превышающем 0,3 селективная выемка полезного ископаемого по экономическим соображениям становится весьма проблематичной, так как текущие потери (разубоживание) достигают больших размеров. Чем меньше сумма площадей рудных включений, тем больше коэффициент сложности геолого-морфологического строения блока и наоборот.

Для наглядного представления структуры сложных блоков определим численные значения предлагаемых горно-геологических показателей для модельных блоков, приведенных на рисунке 1.9 (таблица 1.2).

Таблица 1.2 - Горно-геологические характеристики модельных сложноструктурных блоков в массиве

Параметры	Блоки			
	а	б	в	г
При однорядном взрывании				
$S_{\text{бл}}$	1172			
$S_p (l_p)$	628,18(55,82)	473,49(33,73)	601,53(50,62)	545,07(39,86)
l_p / S_p	0,08	0,07	0,08	0,07
$S_1(l_1)$	345,87(28,22)	262,05(10,47)	134,49(13,46)	135,40(11,39)
$S_2(l_2)$	282,31(27,60)	211,44(23,26)	209,07(16,65)	242,62(17,18)
$S_3(l_3)$			257,97(20,51)	167,05(11,29)
$k_{\text{рн}}$	0,53	0,40	0,51	0,46
$k_{\text{сл}}$	0,08	0,07	0,08	0,07
При трехрядном взрывании				
$S_{\text{бл}}$	1971			
$S_p (l_p)$	1059,82(96,67)	825,36(50,81)	1005,38(85,73)	1018,11(149,84)
l_p / S_p	0,09	0,06	0,08	0,14
$S_1(l_1)$	581,72(49,3)	613,92(27,55)	134,49(13,46)	253,84(38,35)
$S_2(l_2)$	478,10(47,37)	211,44(23,26)	209,07(16,65)	245,37(34,55)
$S_3(l_3)$			257,97(20,51)	272,69(41,77)
$S_4(l_4)$			89,33(8,85)	243,21(35,17)
$S_5(l_5)$			136,47(11,53)	
$S_6(l_6)$			178,05(14,73)	
$k_{\text{рн}}$	0,53	0,42	0,51	0,52
$k_{\text{сл}}$	0,09	0,06	0,08	0,14
При трехрядном взрывании				
$S_{\text{бл}}$	2772			
$S_p (l_p)$	1473,67(134,39)	1259,87(68,91)	1408,97(122,49)	1313,97(145,77)
l_p / S_p	0,09	0,05	0,08	0,11
$S_1(l_1)$	823,03(67,87)	1048,43(45,65)	134,49(13,46)	253,84(38,35)
$S_2(l_2)$	650,64(66,52)	211,44(23,26)	209,07(16,65)	245,37(34,55)
$S_3(l_3)$			257,97(20,51)	272,69(41,77)
$S_4(l_4)$			89,33(8,85)	542,07(31,10)
$S_5(l_5)$			226,01(16,75)	
$S_6(l_6)$			178,55(14,73)	
$S_7(l_7)$			128,12(14,25)	
$S_8(l_8)$			185,43(17,29)	
$k_{\text{рн}}$	0,53	0,45	0,51	0,47
$k_{\text{сл}}$	0,07	0,05	0,08	0,11

Представим, что они изображают пятнадцати метровые

сложноструктурные уступы. Ширина блока, соответствующего однорядному расположению скважин, составляет 9м, соответствующего двухрядному расположению скважин – 16м и соответствующего трехрядному расположению скважин – 22,5м.

Численные значения рудных включений S_i , контактных линий - l_i с вмещающими породами и их суммы сведены в мм в таблице 1.2. Эти параметры блоков устанавливаются по данным проб взрывных скважин или геофизическим или другими методами. На разрезах, как отмечено выше, они вычисляются с использованием программы Автокад.

Горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков при известных S_6 , S_i , l_i вычисляются по формулам (1.1), (1.2). Их значения для данных условий также приведены в таблице 1.2.

Из анализа данных таблицы 1.2 видно, что рассматриваемые разнородные рудные блоки обоих типов представляются умеренно рудонасыщенными ($k_{рн}=0,42-0,53$) и сложноструктурными ($k_{сл}=0,06-0,14$). Коэффициент сложности геолого-морфологического строения $k_{сл}$ при постоянном t действительно пропорционален отношению l_p/S_p . Блоки II типа имеют относительно большее значение ($k_{сл}=0,16-0,20$), чем блоки I типа ($k_{сл}=0,10-0,14$). Это предопределяет более высокий уровень количественных и качественных потерь полезного ископаемого в блоках II типа, что является вполне естественным.

Предлагаемый критерий сложности геолого-морфологического строения блока $k_{сл}$ служит основанием для принятия решения о селективной выемке разнородных рудных включений и назначения параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выемки руд из сложных блоков.

1.4 Требования к взрывным работам при открытой разработке сложноструктурных месторождений

На карьерах, разрабатывающих сложноструктурные месторождения буровзрывные работы, являясь головной операцией добычи полезного ископаемого, должны обеспечивать не только необходимое качество дробления, но и такое размещение рудных тел развала, которое приводят к наименьшим количественным и качественным потерям. Однако с увеличением глубины карьеров усложняются горно-геологические условия, повышается крепость пород, уменьшаются размеры рабочей зоны и, как следствие, снижение ширины рабочих площадок. При этом сужается область применения многорядного короткозамедленного взрывания (КЗВ), что определяет задачу разработки новых технологических методов ведения БВР с целью сохранения в этих условиях эффективности многорядного КЗВ – основы интенсификации БВР на карьерах[9].

Требование рационального использования недр и ресурсов в целом обуславливает целесообразность интенсификации взрывного воздействия на дробление и переработку руд. Взрывная отбойка, дробление и измельчение являются в этом случае элементами единого процесса подготовки рудной массы к извлечению полезного компонента, называемого рудоподготовкой.

Важной проблемой открытой разработки сложнострутурных месторождений редкоземельных и благородных металлов, характеризующихся низким промышленным содержанием полезного компонента, является необходимость сохранения при взрывных работах геологической структуры рудных тел и обеспечения при этом заданной степени дробления [10-20].

Управление взрывным дроблением, с точки зрения комплексного учета факторов и особенностей сложнострутурных месторождений с разнопрочными трещиноватыми породами, многосортности и сложной морфологии рудных тел, низкого содержания металла и совместной разработки в контурах единого месторождения основного и попутного извлекаемого полезных ископаемых, требующих различного взрывного воздействия, оценивались при такой постановке задач довольно слабо.

Разработка методов управления взрывным разрушением горных пород предусматривает, прежде всего, получение заданной степени дробления, что должно базироваться на оценке как физико-механических, так и горно-технологических свойств пород с учетом их блочности и трещиноватости.

Основные требования, предъявляемые к буровзрывным работам в условиях разработки сложнострутурных месторождений, сводятся к следующему [3,8-13,18-20]:

а) обеспечение наименьшего перемешивания в процессе взрывного дробления различных сортов руды между собой и с пустыми породами;

б) придание рудному телу (включениям) формы, удобной для обособленной выемки с наименьшими потерями;

в) качественное и равномерное дробление пород, которое оказывает решающее влияние не только на производительность, надежность и экономичность работы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и предопределяет объем и качество сложной селекции.

Обеспечение хорошего качества дробления способствует расширению области применения различных приемов экскаваторной селекции.

Самым эффективным вариантом, отвечающим этим требованиям, являлось бы разделение пород по видам в процессе взрывания. В этом случае можно было бы вести валовую выемку и погрузку разнородных пород. Однако области применения этого варианта сильно ограничены. Это связано с тем, что, во-первых, границы между различными видами пород визуально неразличимы, и они должны быть установлены точно; во-вторых, он применим для забоя, состоящего из параллельных наклонных слоев. При этом мощность отбиваемого слоя должна соответствовать техническим возможностям имеющейся на руднике буровой техники; в-третьих, в пределах карьерного поля выдержанное направление рудных тел практически не встречается. В большинстве случаев раздельное взрывание забоев практически не осуществимо.

На современном уровне развития горной техники и технологий разработку сложнострутурных забоев можно вести в основном при валовом взрывании блока сдальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого

из забоя. Схемы применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

Среди специалистов взрывного дела распространено мнение [13-17], что при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемешивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Также считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемешиваемости отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их отдельной выемки, в литературе не приводятся.

Анализ работы карьеров показывает, что в качестве характеристики сложности структуры развала и отработки разнородных забоев должен служить обобщенный параметр, комплексно учитывающий:

- направление контакта между полезным ископаемым и пустыми породами в развале;
- число прослоев полезного ископаемого или пустых пород;
- относительную мощность рудного или породного включения;
- рабочие параметры экскаватора.

Для учета влияния этих факторов на искомый параметр необходимо располагать достаточно надежной информацией о внутренней структуре развала пород, что выполнено во втором разделе диссертации.

1.4 Цель и задачи исследования

Проведенный анализ состояния ведения взрывных работ при разработке сложноструктурных блоков показывает, что возникает необходимость в выработке критериев строения сложноструктурных блоков во взорванном состоянии. Они должны отражать реальное размещение разнородных пород в развале и служить основой для выбора наиболее эффективных технологий буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в заданных горно-геологических условиях, позволяющих существенно сократить количественные и качественные потери полезного ископаемого.

Совершенствование технологии отработки сложноструктурных блоков на основе прогнозирования размещения рудных тел в развале взорванных пород при различных условиях взрывания является актуальной научно-технической задачей и имеет важное практическое значение.

Целью работы является обоснование ресурсосберегающих технологий отработки сложноструктурных блоков на карьерах, обеспечивающих снижение количественных и качественных потерь руд на основе установленных закономерностей размещения разнородных пород в развале.

Для достижения поставленной цели были решены следующие задачи:

- совершенствование типизации сложноструктурных блоков карьерного поля и определение их горно-технологических характеристик;

- создание методики определения внутренней структуры развала пород при различных условиях взрывания сложноструктурных блоков;
- геометрическое моделирование размещения разнородных пород в развале при различных способах взрывания сложноструктурных блоков;
- разработка рекомендаций по минимизации количественных и качественных потерь при разработке сложноструктурных блоков.

При выполнении диссертационной работы использован комплекс современных методов исследований, включающий анализ и обобщение результатов буровзрывных и выемочно-погрузочных работ при разработке сложноструктурных месторождений, аналитические и экспериментальные методы, геометрическое и компьютерное моделирование внутренней структуры развала.

Выводы по главе 1:

1. Проанализированы особенности геологического строения ряда сложноструктурных месторождений Казахстана.
2. На основе проведенного анализа выполнены типизация сложноструктурных блоков и определены их горно-технологические характеристики.
3. Обобщены данные сложноструктурных месторождений Казахстана, приведены конкретные модели сложноструктурных блоков при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и трехрядном КЗВ с подпорной стенкой. Определены также численные значения предлагаемых горно-технологических показателей для модельных блоков.
4. Сформулированы цель и задачи исследования.

2 ИССЛЕДОВАНИЯ ФОРМИРОВАНИЯ РАЗВАЛА ВЗОРВАННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

2.1 Обзор литературных данных по формированию развала взорванных пород

Изучению прогнозирования формирования развала взорванной горной массы при уступной отбойке скважинными зарядами посвящено достаточное количество работ. Наибольший вклад в этот процесс внесли академики Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, Б.Р. Ракишев, профессора Е.Ф.Шешко, П.Э.Зурков, Е.Г.Баранов, И.А. Тангаев, А.В.Гальянов, Г.Г. Ломоносов, Б.Н. Кутузов, Г.П. Демидюк, С.Д. Викторов, Н.Н. Казаков, В.А. Белин и многие другие [3,10-21].

В работах [10,15-20] отмечается, что, чем больше развал, тем больше перемешивание разнородных пород в развале. Что касается ширины развала, то для его расчета используются эмпирические формулы, установленные на основе равенства объемов породы до и после взрыва с учетом коэффициента разрыхления. В частности, формула Н.В.Мельникова, выведенная в предположении, что развал имеет треугольную форму [22]:

$$B = 1,41h \sqrt{\frac{k_p n' (1 + n'') \sin(\alpha - \beta)}{\sin \alpha \cdot \sin \beta}}, \quad (2.1)$$

где B - ширина развала пород (расстояние от оси скважины второго ряда до нижней кромки развала), м; h - высота уступа, м; α, β - углы откоса до и после взрыва, град; k_p - коэффициент разрыхления породы; n' - отношение величины ЛСП к высоте уступа; n'' - отношение расстояния между рядами скважин к ЛСП.

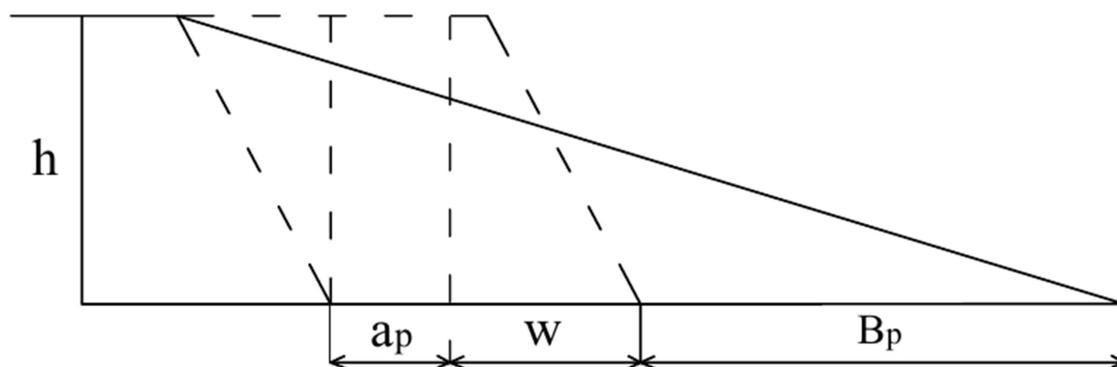


Рисунок 2.1 - Схема к определению ширины развала

Формула Е.Ф.Шешко[23], предполагающая форму развала в виде трапеции имеет вид:

$$B_o = A(k_p \frac{h}{h'} - 1) + \frac{h}{2\varphi}. \quad (2.2)$$

Здесь B_o - ширина развала (расстояние от нижней бровки уступа до нижней кромки развала), м; A - ширина забоя в целике, м; h' - высота забоя после взрыва, м;

$$\varphi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \beta}{\sin(\alpha - \beta)} = \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta}. \quad (2.3)$$

Формула П.Э.Зуркова, учитывающая взрываемость пород:

$$B_o = 2W \cdot k_p \cdot k_m, \quad (2.4)$$

где W - линия сопротивления по подошве уступа, м; k_T - коэффициент относительной трудности взрывания, $k_T = 0,44 \div 1,0$.

Формула П.П. Назарова, включающая в себе плотность породы и удельный расход ВВ:

$$B = 15q_T \sqrt{hW}. \quad (2.5)$$

Здесь B - ширина развала (расстояние от оси скважины первого ряда до нижней кромки развала), м; q_T - удельный расход ВВ на 1 т взорванной породы, кг/т.

Так как форма развала, его ширина и высота зависят от свойств пород в массиве, величины зарядов, расположения их относительно откоса уступа и порядка взрывания, В.В. Ржевский для приближенного определения ширины развала предложил следующие формулы[24]:

при однорядном мгновенном взрывании:

$$B = k_B k_\varphi \sqrt{q_{II} h}. \quad (2.6)$$

где k_B - коэффициент, характеризующий взрываемость породы (k_B равен соответственно $3,0 \div 3,5, 2,5 \div 2,0, 2,0 \div 2,5$ для легко-, средне- и трудновзрываемых пород); k_φ - коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту; q_{II} - проектный удельный расход ВВ, кг/м³;

при многорядном КЗВ без подпорной стенки:

$$B_M = k_3 B + (n-1)a_p. \quad (2.7)$$

где k_3 - коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления; n - число рядов скважин; a_p - расстояние между рядами скважин.

В целях раскрытия взаимосвязей размещения различных слоев уступа с шириной развала ведущие взрывники Советского Союза Е.Г. Баранов и И.А. Тангаев [10] провели серию экспериментов на моделях уступа с горизонтальным, вертикальным и наклонным расположением рудных тел различной мощности. Модельные взрывы проводились при однорядном и многорядном расположении зарядов на свободную поверхность, а также с подпорной стенкой (рисунок 2.2). После взрыва определялись контуры этих слоев в развале.

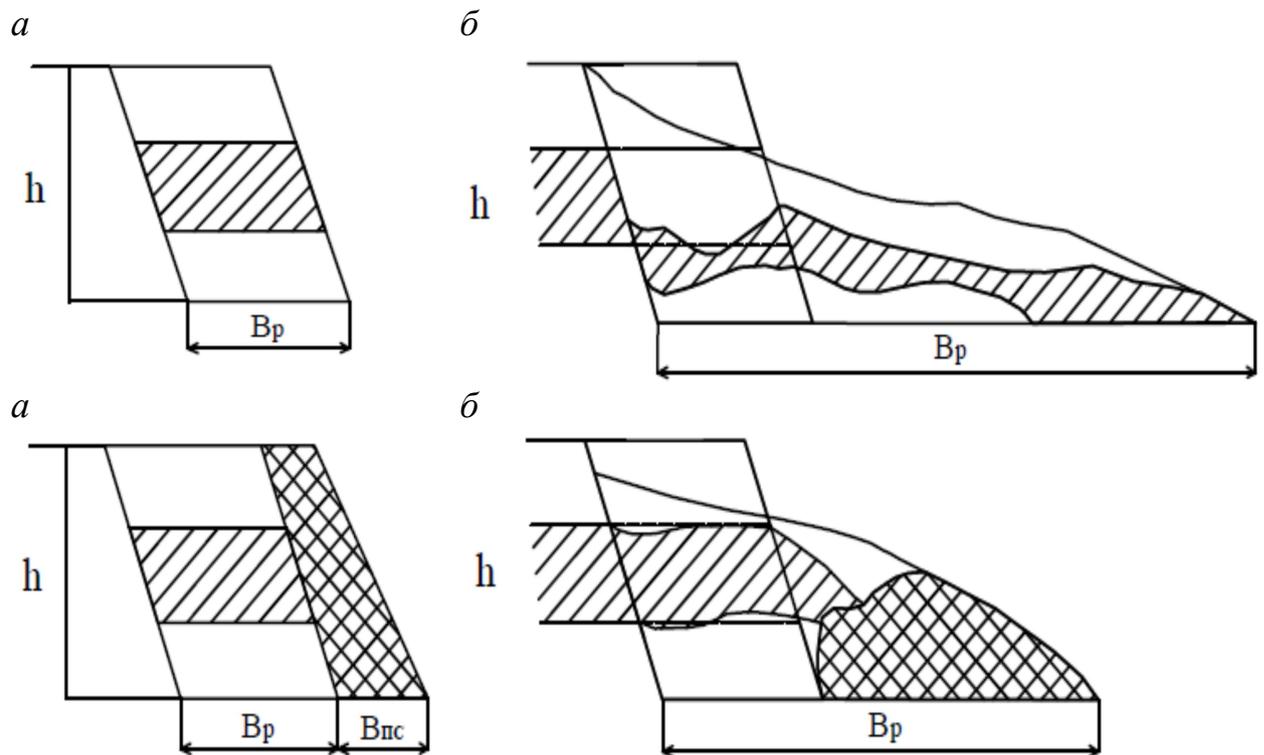


Рисунок 2.2 - Профиль развала трехслойного модельного блока при наличии (а) и отсутствии (б) подпорной стенки

В качестве показателя перемешивания разнородных пород предлагается коэффициент искажения ($k_{и}$), который, по мнению авторов, определяет степень искажения формы и размеров рудного тела.

При однорядном взрывании:

$$k_{и} = \frac{\frac{h' B}{2} - hW}{hW}. \quad (2.8)$$

При многорядном взрывании:

$$k_{II} = \frac{B \cdot h' - B_0 \cdot h}{B_0 \cdot h}. \quad (2.9)$$

где B_0 - ширина блока между первым и последующими рядами, м.

В зависимости от положения рудного тела (нижнее, среднее, верхнее) коэффициент искажения изменялся в пределах 51 - 134% при однорядном взрывании и 9-13% при многорядном.

Результаты определения коэффициента искажения позволили установить:

-при однорядном взрывании скважин наименьшему перемешиванию с породой подвергается рудное тело, расположенное в основании уступа, а наибольшему - в кровле;

-наименее благоприятным является расположение рудного тела в средней части уступа, так как при разборке развала разубоживание и потери руды будут наибольшими;

-при многорядном взрывании в пределах первого ряда происходит деформация рудных тел так же, как при однорядном;

-коэффициент искажения при многорядном взрыве выше, чем при однорядном, вследствие увеличения ширины развала.

В последующих исследованиях было установлено влияние элементов залегания рудных тел на характер изменения поверхности контактов между рудой и породой:

-относительная деформация рудных тел тем больше, чем меньше их мощность;

-в развале от первого ряда скважин происходит выполаживание угла падения рудных тел по сравнению с первоначальным положением в целике;

-в пределах участка многорядного взрыва при увеличении высоты развала происходит увеличение угла падения рудных тел.

Нетрудно заметить, что в рассматриваемом случае величина k_{II} представляет собой не что иное, как величину коэффициента разрыхления массива. Это наблюдение позволило авторам сделать следующий вывод: степень перемешивания массива при взрыве, а следовательно, и степень деформации входящих в него рудных тел определяются величиной коэффициента разрыхления.

Таким образом, коэффициент разрыхления массива при взрыве определяет степень искажения формы и размеров рудного тела, изменение поверхности контактов рудного тела с вмещающими породами и является поэтому показателем влияния технологии буровзрывных работ на величину разубоживания и потерь руды.

Обобщая полученные результаты, авторы приходят к заключению, что валовое рыхление сложных забоев с помощью однорядного взрывания

вертикальных скважин является нерациональным, так как это приводит к перемешиванию руд и пород и снижению качества руды при погрузке. Многорядное короткозамедленное взрывание при величине зарядов и параметрах расположения скважин, близких к оптимальным для данных условий, обеспечивает максимальное сохранение первоначальной геологической структуры сложного блока. При этом в процессе взрыва полностью сохраняется первоначальная форма и условие залегания рудных тел, расположенных в пределах взрываемого блока, что облегчает его селективную отработку.

Однако на основании выражений (2.8), (2.9) трудно судить о степени перемешивания разнородных пород при взрыве, так как в них не учитываются форма и элементы залегания полезного ископаемого. В естественных условиях для рудных тел характерны различные очертания. Углы падения залежей изменяются от горизонтального до вертикального, они имеют форму от пластообразного до отдельных гнезд и различные размеры. Это многообразие элементов рудных тел в работе [15] не изучалось. Вызывает возражение вывод авторов о том, что во всех случаях с точки зрения уменьшения перемешивания руды с породой выгодно многорядное взрывание.

Интересные производственные данные приведены в работе Б.П. Юматова и др. [12,25]. Исследование изменения потерь и разубоживания руды авторами проводилось в зависимости от числа рядов скважин. На основании проведенных замеров в условиях Сорского месторождения отмечено, что при многорядном КЗВ потери увеличились в 6 раз, а разубоживание - в 3 раза по сравнению с однорядным взрыванием. Эти дефекты многорядного взрывания авторы объясняют индивидуальными особенностями геолого-морфологического строения Сорского штокверка и несовершенством буровзрывных работ.

На самом деле они являются результатом того, что контуры рудных тел в развале не были известны, и поэтому экскавация взорванной горной массы осуществлялась "вслепую". В этой работе правильно отмечается, что использование метода инструментального выноса промышленных и непромышленных участков по развалу многорядного блока возможно лишь при точном учете степени трансформации рудных участков блока в процессе взрыва. В то же время возможность реализации такой операции при современной технологии буровзрывных работ ставится под сомнение.

Попытка теоретического определения размещения отдельных слоев уступа в развале предпринималась Г.Г. Ломоносовым [11] (рисунок 2.3). Им предложен алгоритм прогнозирования параметров развала, созданный на основе законов внешней баллистики. Суть алгоритма заключается в том, что на основе величины начальной скорости движения породы, используя законы внешней баллистики, можно определить траектории движения точек (рис. 2.3), расположенных на внешнем контуре разрушаемого уступа, что позволяет определить характер распределения пород из массива в развале горной массы.

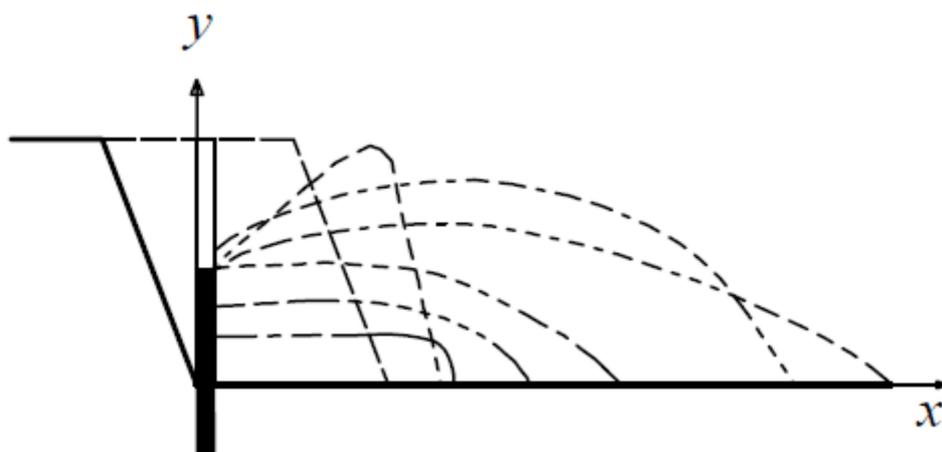


Рисунок 2.3 - Схема к определению формы и размеров развала

Для расчета траектории свободного движения твердого тела с массой M в воздушной среде предложена формула

$$y = (x - x_0)tg\alpha_0 - \frac{g}{4b^2V_0^2} \left[e^{\frac{2b(x-x_0)}{\cos\alpha_0}} - \frac{2b(x-x_0)}{\cos\alpha_0} - 1 \right] + y_0 \quad (2.10)$$

где x_0, y_0 - начальные координаты тела, М ;

x, y - координаты движения тела, М;

α_0 - начальный угол вылета тела, градус;

g - ускорение силы тяжести, м/с²;

V_0^2 - начальная скорость вылета тела, м/с;

b - сопротивление воздушной среды, м⁻¹.

Приближенно сопротивление воздушной среды равно

$$b \approx \frac{\rho_B i}{2a\rho_N} \quad (2.11)$$

ρ_B и ρ_N - соответственно массовые плотности воздуха и горной породы, кгс²/м⁴ ($\rho_B=0125, \rho_N =160\div270$);

i - коэффициент формы тела (для тела сосредоточенной формы $i \approx 6.5$);

a - средний линейный размер тела.

Основными показателями, от которых зависит форма траектории движения, являются a_0 и V_0 .

Как видно, по этой схеме трудно определить места размещения отдельных частей уступа в развале. Кроме того, в исходной позиции [11] имеется ряд некорректных допущений, в частности начальные скорости движения отдельных элементов уступа вычисляются по формуле, установленной для взрыва на выброс. Их значения в 2,5-3 раза превышают

скорости, фиксируемые скоростной кинокамерой при взрывах зарядов дробления. Принимается, что упомянутые элементы уступа совершают свободное движение, т.е. не учитывается влияние соседних частей на перемещение рассматриваемой части. Все это приводит к искаженным результатам.

В.Л. Болдыревым при создании алгоритма нормирования потерь и разубоживания на карьерах для условий крутопадающих рудных тел были затронуты вопросы образования развала [26]. Автор, опираясь на результаты экспериментальных взрывов на карьерах Алмалыкского комбината, приводит общую схему распределения частей уступа в развале при отбойке вертикальными скважинами (рис. 2.4 а). Он указывает на то, что для крутопадающих рудных тел однорядное взрывание вертикальных скважин приводит к нарушению целостности рудного тела при активном перемешивании с породами висячего и лежащего бока как с контактирующими, так и с неконтактирующими в целике (рисунок 2.4 б) Характер разрушения рудного массива предопределяет в особенности при отсутствии визуального отличия руды от "вмещающих пород", простейшие способы экскаваторной селекции.

Вызывает сомнение разделение наклонного слоя руды в разрыхленном состоянии на две части.

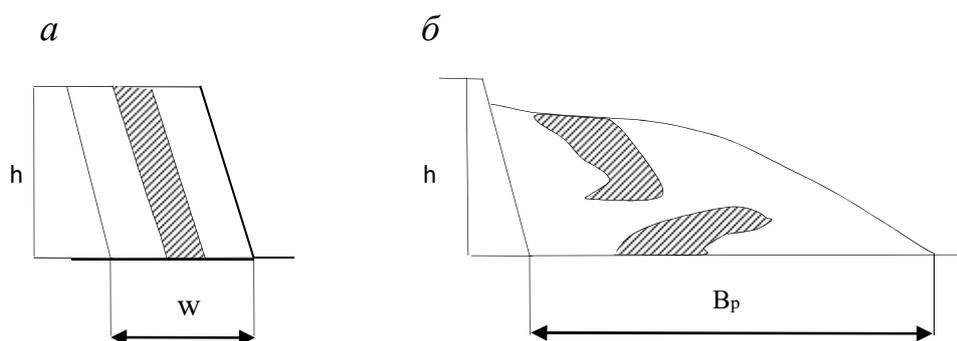


Рисунок 2.4 - Схема размещения наклонного слоя руды в массиве (а) и развале (б-экспериментальная)

Несмотря на отсутствие какого-либо физико-математического аппарата, автором впервые была дана обобщенная схема распределения отдельных частей уступа в развале, на основе которой была сделана попытка связать технические нормативы потерь и разубоживания руды при работе экскаватора в сложных рудных забоях.

В.Л. Болдыревым не рассмотрены многообразие размещения действительно сложноструктурных рудных блоков в развале.

Наиболее полное исследование формирования развала взорванных пород проведено Б.Р.Ракишевым [13,27]. На основе принятой им физической модели разрушения горных пород скважинными зарядами принято что, образование развала взорванной породы обуславливается энергией газообразных продуктов взрыва, ее кинематическим отображением - вектором максимальной скорости

отбиваемой части уступа. Геометрические параметры расположения заряда в массиве определяют начальные условия движения среды.

Обобщенная схема размещения отдельных частей уступа в развале при одно и двухрядном взрывании показывают, что при двухрядном взрывании в расположении горизонтальных слоев по сравнению с однорядным взрыванием особых изменений не происходит. Ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова. При трехрядном взрывании наблюдалось увеличение высоты развала. Однако размещение элементов уступа первой заходки в развале такое же, как и при двухрядном взрывании. Дальнейшее увеличение числа рядов скважин не оказывает влияния на процесс формирования развала: его можно получить путем простого присоединения разрыхленного слоя пород действием очередного ряда. Естественно, при этом будет иметь место некоторое вытеснение горной массы воздействием зарядов последующих рядов скважин.

Эксперименты по взрыванию на подпорную стенку показали, что в этом случае форма развала зависит от размеров подпорной стенки: при ширине подпорной стенки, превышающей две линии сопротивления по подошве, отброшенная часть развала практически отсутствует.

Обобщая полученные результаты автор констатирует:

- при многорядном взрывании перемещение пород из различных частей уступа убывает, как по ширине развала от откоса к границе взрываемого блока, так и по высоте от верхней площадки к подошве уступа;

- наибольшее перемешивание горной массы наблюдается в отброшенной части уступа;

- в зоне непосредственного действия зарядов ВВ перемешивание дробленых продуктов при многорядном взрывании наименьшее;

- размещение отдельных элементов уступа в развале при взрыве подчиняется определенной закономерности;

- положение отдельных элементов массива в развале определяется вектором скорости центра масс отбываемого слоя уступа, который, в свою очередь, обуславливается природными свойствами среды, детонационными и энергетическими характеристиками ВВ, параметрами расположения заряда в массиве и условиями взрывания.

На основании результатов проведенных экспериментов Б.Р. Ракишевым [3] предложено аналитическое определение геометрических размеров развала. Основываясь на этих данных мы развиваем методы определения размещения разнородных пород уступа в развале взорванной горной массы.

Казаковым Н.Н. и Викторовым С.Д. [28] предложена геометрическая модель поперечного сечения в виде сложной геометрической фигуры, слагаемой из пяти более простых геометрических фигур: прямоугольника и четырех треугольников. По законам баллистики определяется ширина развала. По ширине развала и модели формы поперечного сечения определяется максимальная высота развала и его контур. Однако полученные результаты сильно отличаются от фактических, имеющих место на практике горных

предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых.

В Институте горного дела Уральского отделения РАН (ИГД УрО РАН) в результате проведенной работы, с помощью среды программирования Delphi была разработана компьютерная программа, позволяющая моделировать развал сложного забоя, состоящего из двух видов горной массы. В основу программы легли материалы исследований, полученные институтом при анализе поведения породы на каждом этапе взрыва в соответствии с физической моделью Г.И.Покровского [29] и Б.Р. Ракишева [3]. В первой стадии происходит – разрушение массива под действием взрыва, во второй стадии – разлет разрушенной горной массы в поле силы тяжести и падение горной массы на горизонт.

Координаты характерных точек начального положения рудного тела снимаются с разреза блока в принятой системе координат. За начало системы координат принимается точка, расположенная на линии подошвы уступа, отнесенная на величину линии сопротивления по подошве (ЛСПП) от нижней бровки уступа вглубь массива. За ось абсцисс (X) принимается линия, направленная вдоль подошвы уступа. Разработанный математический аппарат позволяет проследить поведение характерных точек слоев забоя на каждом этапе взрыва. На последней стадии формирования развала перемещение взорванной горной массы описывается, исходя из следующих условий: горная масса «оседает» на горизонт, верхние слои накрывают нижележащие; контур развала и слоев развала при взрыве скважинных зарядов в поперечном сечении в общем случае описывается параболической функцией [11].

Ширина развала является величиной, зависящей от параметров БВР, прочностных характеристик породы и геометрии уступа [3].

Исходными геоинформационными данными для расчета параметров размещения рудной массы в развале служили:

Ну- высота уступа, м;

α - угол откоса уступа, град;

x, y - координаты точек контура рудного тела в разрезе относительно системы координат, м;

W- линия сопротивления по подошве, м;

B- ширина развала, м;

h - высота развала в месте пересечения его контура с линией откоса, м;

k_p - коэффициент разрыхления во взорванном массиве;

l_3 - длина заряда в скважине, м;

l_{II} - величина перебура, м. После проведения экспериментальных взрывов, была составлена схема, в которой наглядно показан развал и части взрываемого уступа в нём (рисунок 2.5).

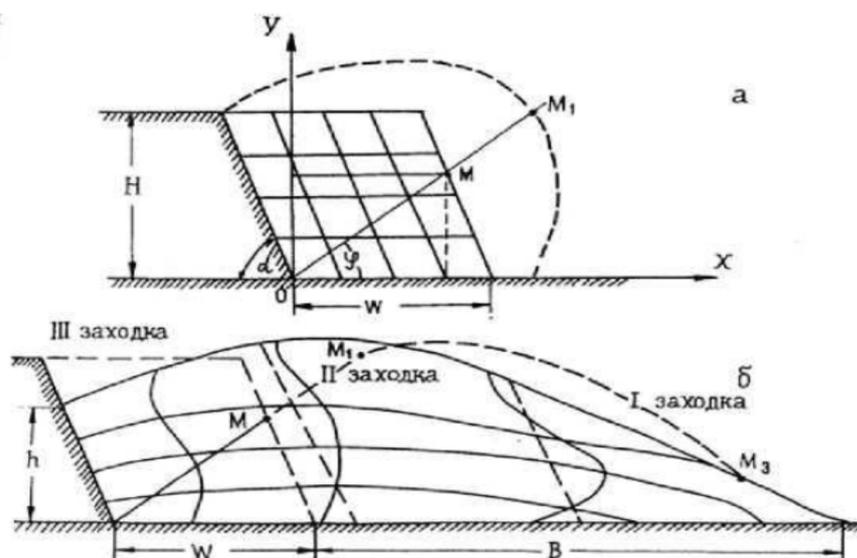


Рисунок 2.5 - Схема к расчету деформации массива при взрывных работах на карьерах

Как видно из приведенных данных, авторы при определении структуры развала полностью опираются на теоретические положения о формировании развала пород, разработанные Б.Р.Ракишевым.

Таким образом основополагающие закономерности формирования развала взорванных пород заключаются в следующем:

- наибольшая деформация внутренней структуры массива происходит при однорядном взрывании скважин в отброшенной части развала;

- поскольку в деформации массива отмечается расширение, сдвиг и перемещение, она происходит неравномерно и имеет дифференциальный характер: нижние слои перемещаются в меньшей степени, чем верхние слои пород, прилегающие к середине откоса уступа, они «забрасываются» вперед и как бы заваливают нижние слои; поверхностный слой развала образован породами тех же зон, что и в целике, которые претерпевают деформацию сдвига и расширения;

- плотность горной массы в развале не является постоянной, а увеличивается к границе развала;

- геометрические параметры расположения зарядов во взрываеом блоке определяют начальные условия движения среды под действием энергии газообразных продуктов взрыва.

Таким образом, в основе математического моделирования развала горных пород при взрывном разрушении массива должно лежать геометрическое подобие формы развала и его внутренней структуры. Оно обеспечивается с учетом коэффициента разрыхления. Коэффициент разрыхления имеет вполне определенное математическое описание при различных условиях взрывания. На основе этого принципа осуществляется компьютерное моделирование развала взорванных пород [30-44].

Приведенный анализ литературных источников по формированию

развала взорванных пород и их компьютерному моделированию показывает, что алгоритм построения математической модели развала пород целесообразно строить исходя из поэтапного развития взрыва в отбиваемом слое пород. При этом [3,45,46]:

- на первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве скважинных зарядов ВВ, разрушает породу на контакте заряд – среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин;

- на второй стадии взрыва вследствие влияния свободной поверхности нарушается осесимметричное развитие взрывной полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности;

- третья стадия взрыва – инерциальный полет разрушенных пород отбиваемого слоя массива в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы.

2.2 Геометрические модели развала взорванных пород

Для определения геометрических размеров развала взорванных пород будем опираться на разработку академика Б.Ракишева [3]. В ней принято, что разрушение отбиваемого слоя уступа происходит в три стадии (рисунок 2.6).

На первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве, расширяет взрывную полость, разрушает породу на контакте заряд — среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин. Процесс вначале мало отличается от явлений, сопровождающих взрыв в безграничной среде, но взаимодействие волны сжатия со свободной поверхностью приводит к более интенсивному дроблению материала в ее окрестности и теле массивам.

Эта стадия кратковременная, но за это время расходуется большая часть энергии ВВ. В течение этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы, и камуфлетная полость цилиндрической формы достигает своего предельного объема (рисунок 2.6а и б).

На второй стадии вследствие влияния свободной поверхности нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности (рисунок 2.6 в,г). Хотя скорости, приобретенные частицами в волне сжатия и растяжения, имеют важное значение, главным определяющим фактором на этой стадии является действие оставшихся в полости продуктов взрыва.

Третья стадия — инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы (рисунок 2.6 г, д).

Такая схематизация разрушения и движения среды способствует преодолению трудностей, возникающих при моделировании действия взрыва на массив, так как обычно представляется возможным соблюдение подобия лишь отдельных процессов, сопровождающих взрыв [47-50]. Она также позволяет применять различные методы, учитывать различные факторы и соблюдать различные критерии подобия при моделировании каждого из перечисленных процессов.

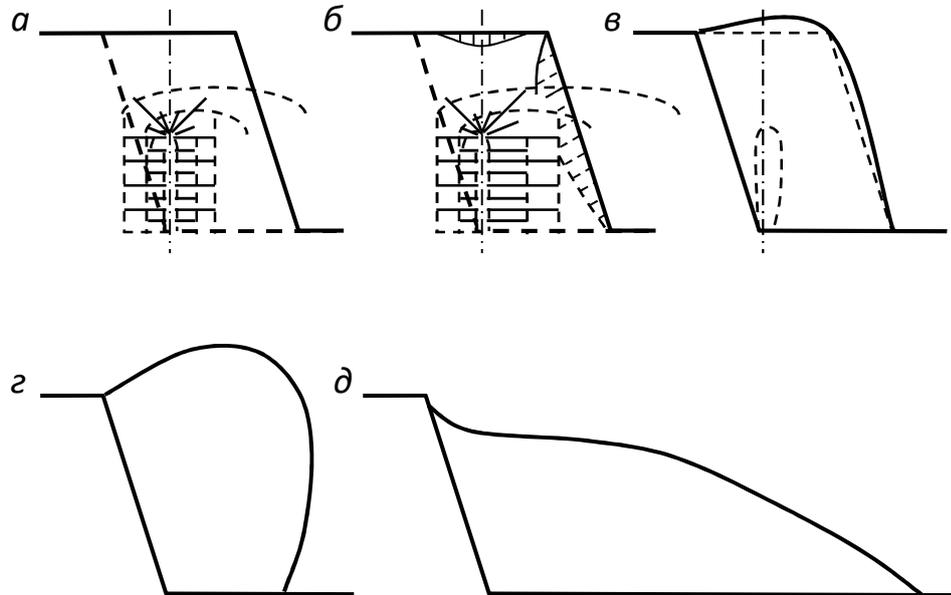


Рисунок 2.6 - Этапы развития взрыва в уступе: начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии; начало (з) и конец (д) третьей стадии

Для решения поставленных нами задач большой интерес представляет третья стадия взрыва. В начале этой стадии взорванная порода в разрыхленном состоянии достигает максимального положения (рисунок 2.6 г). При этом вертикальная составляющая скорости центра масс взрываемого блока равняется нулю. Затем эта масса под действием силы тяжести оседает, при этом продолжается движение отдельных слоев породы. В конце третьей стадии (рисунок 2.6 д) формируется развал. Геометрические размеры развала (h', B_p) предопределяется шириной отброшенной части развала. В свою очередь она определяется скоростью движения центра масса взрываемого блока в начале второй стадии (рисунок 2.6 в).

Ширина отброшенной части развала определяется по формуле

$$B_o = \frac{v_c \sin \alpha}{g} (v_c \cos \alpha + \sqrt{v_c^2 \cos^2 \alpha + 2gy_o} + \sqrt{3gy_c}) - x_o \quad (2.12)$$

где x_o, y_o - координаты центра куска в начальном положении, v_c - скорость элемента откоса уступа на линии наименьшего сопротивления. Она равна скорости центра масс отбиваемой части уступа, α - угол откоса уступа, g -

ускорение свободного падения, y_{c2} — ордината центра эпицентральной части уступа.

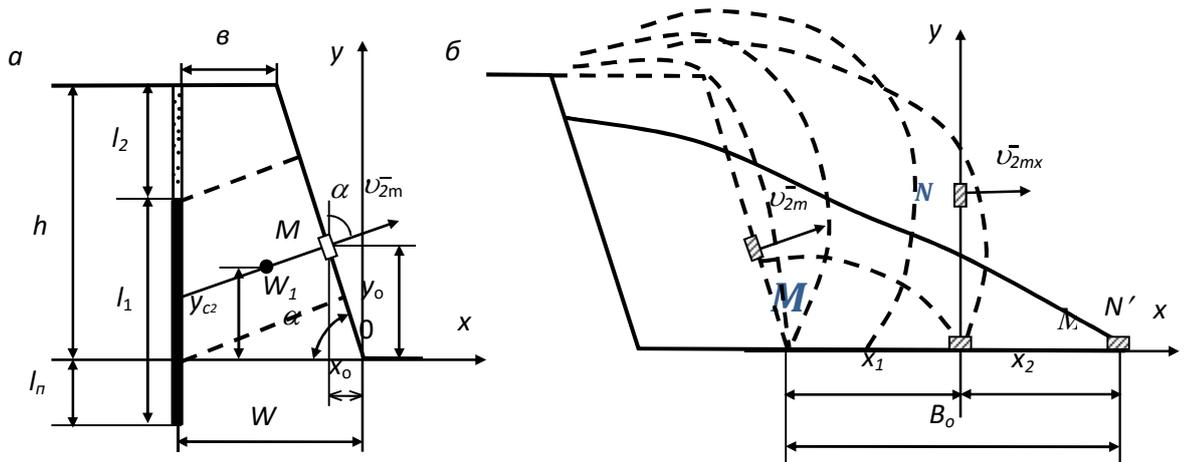


Рисунок 2.7- Схема к определению ширины отброшенной части развала пород

В свою очередь скорость центра масс отбиваемой части уступа определяется по зависимости

$$v_c = \mu \frac{D}{2\bar{r}_{np}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_o(2\gamma-1)}}, \quad (2.13)$$

где D - скорость детонации ВВ, γ - показатель изэнтропы, $\gamma=1,4$, $\bar{r}_{np} = r_{np} / r_0$ - относительный предельный радиус взрывной полости : q — удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$; ρ_o — плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$.

μ - поправочный коэффициент, $\mu = \sqrt{h_3/h}$,

здесь h_3 - высота заряда над подошвой уступа, h -высота уступа.

Относительный предельный радиус полости определяется по формуле

$$\bar{r}_{np} = (P_n / P_c)^{1/4}. \quad (2.14)$$

Здесь P_n - начальное давление ПД определяется по зависимости

$$P_n = 1/8\rho_{ВВ}D^2, \quad (2.15)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ; D – скорость детонации ВВ.

Прочностная характеристика пород в условиях взрывного нагружения определяется по формуле

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{1/4} \quad (2.16)$$

Здесь $\sigma_{сж}$ - прочность пород на сжатие; ρ_0 - плотность породы; c - скорость звука.

Можно заметить, что выражение в скобках представляет собой величину, учитывающую условие всестороннего сжатия. Она в горной литературе называется коэффициентом динамичности горных пород - K_d . Расчеты по формуле (2.16) показывают, что K_d изменяется в пределах от 3 до 5,5. Экспериментально найденные значения K_d лежат в таких же пределах [51-58].

По формуле (2.12) рассчитывается – ширина развала пород для конкретных условий. В зависимости от численного значения B_0 , числа рядов взрываемого блока строится профиль развала взорванных горных пород, т.е. создаются геометрические модели развала взорванных пород. Для исключения дублирования они рассмотрены в следующем параграфе.

2.3 Закономерности размещения отдельных элементов взрываемого блока в развале пород. Координатные сетки взрываемого и взорванного блоков

Для обобщения данных различных авторов по внутренней структуре развала взрываемый блок уступа при однорядном взрывании условно можно разбить на 16 равных частей (элементов) плоскостями, проведенными параллельно откосу уступа и горизонту [59-64] (см.рис. 2.8).

Следы горизонтальных разбивающих плоскостей в разрезе уступа представляет собой горизонтальные оконтуривающие линии элементов уступа. В их число входят также следы кровли и подошвы уступа. Аналогично следы наклонных разбивающих плоскостей представляют собой наклонные оконтуривающие линии рассматриваемых частей уступа. Оконтуривающие наклонные линии включают в свой состав линию откоса уступа и линию отрыва взрываемого блока от массива пород [37-39].

Как отмечено выше, для решения поставленных нами задач большой интерес представляет третья стадия взрыва. В начале стадии взорванная порода в разрыхленном состоянии достигает максимального положения. При этом вертикальная составляющая скорости центра масс взрываемого блока равняется нулю. Затем эта масса под действием силы тяжести оседает, при этом продолжается движение отдельных слоев породы в развале.

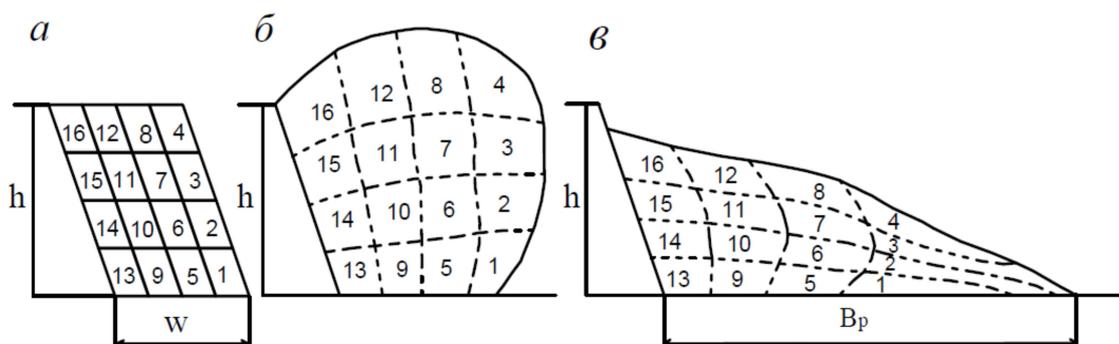
В процессе взрывного рыхления и оседания нижний слой (1, 5, 9, 13), (рисунок 2.8 б) уменьшаясь по высоте, в развале (рисунок 2.8 в) вытягивается в сторону перемещения. При этом элементы 1,5 находятся в отброшенной части развала. Второй горизонтальный слой (2, 6, 10, 14), (рисунок 2.8 б) располагаясь несколько ниже уровня колонки заряда, заметно растягивается в направлении

свободной поверхности за счет частей 2,6 и в развале ложится на первый слой [62-64].

Часть 2 находится в нижнем районе отброшенной части развала. Часть 14 получает слабое перемещение. Третий слой (3, 7, 11, 15) (рисунок 2.8 б) за счет частей 3 и 7 сильно вытягивается в сторону движения. Они размещаются в отброшенной части развала (рисунок 2.8 в). Порода из области (4, 8, 12, 16) достигая наибольшей высоты (рисунок 2.8 б) в инерциальном полете при оседании покрывает развал слоем переменной толщины. Части 4 и 8 при этом получают существенные перемещения и достигает наибольшего расширения по высоте (рисунок 2.8 б), т.е. располагаются в отброшенной части развала (рисунок 2.8 в).

Первый наклонный слой (1,2,3,4) в инерциальном полете имеет наибольшую деформацию и полностью располагается в отброшенной части развала. Второй наклонный слой (5,6,7,8) уступа в инерциальном полете занимает почти вертикальное положение, достигает наибольшего расширения по высоте (рисунок 2.8 б), а за счет уменьшения высоты и увеличения площади (разрыхления) расширяется (рисунок 2.8 в). Третий наклонный слой (9,10,11,12) уступа в инерциальном полете также занимает вертикальное положение с наибольшей площадью (рисунок 2.8 б), а в развале имеет криволинейные контуры (рисунок 2.8 в).

Он подвергается относительно меньшей деформации по сравнению с предыдущим слоем. Наименьшее перемещение характерно для четвертого наклонного слоя (13,14,15,16). В развале он уменьшается по высоте, но утолщается по ширине.



а-в массиве, б-в инерциальном полете, в-в развале

Рисунок 2.8 - Схема размещения частей уступа при однорядном взрывании

Как видно из приведенных схем, основное перемешивание пород происходит за счет первого наклонного (1-4) и верхнего горизонтального (4-16) слоев уступа. Элементы (1,4-8) (1-4,8) обоих рассмотренных слоев размещаются в отброшенной части развала пород.

Для выявления закономерностей размещения пород из различных частей уступа в развале при двухрядном КЗВ первый взрываваемый слой как при

однорядном взрывании разбивали на 16 равных частей (элементов), а второй взрываемый слой уступа упомянутыми плоскостями разбивали на 8 равных частей (17-24) (рисунок 2.9 а).

Схемы размещения отдельных элементов уступа в развале пород при двухрядном КЗВ представлены на рисунке 2.9 б. Как видно из этих схем, в относительном расположении горизонтальных слоев по сравнению с однорядным взрыванием особых изменений не происходит. Закономерность размещения такое же как при однорядном взрывании. В то же время два верхних горизонтальных взорванных слоя заметно уплотняются и «утолщаются».

Что касается наклонных слоев пород, то здесь изменения существенные. Прежде всего все линии, разграничивающие указанные слои в верхней половине развала при двухрядном КЗВ, получают наклон в сторону перемещения (рисунок 2.9 б). Части 3, 4 при этом значительно уменьшаются по длине (за счет уплотнения), а часть 8 получает дополнительное перемещение в сторону движения. Элементы 12, 16 за счет действия зарядов второго ряда перемещаются вправо и одновременно поднимаются по высоте.

Порода из района второго взрываемого слоя получает заметное перемещение в сторону первого, причем наибольшей деформации подвергается верхняя половина уступа. Эта масса совместно с породой из первой заходки (12, 16) заполняет выемку, образовавшуюся под действием зарядов скважин первого ряда.

В результате развал взорванной породы при взрыве двух рядов скважин получается по высоте больше, чем при однорядном взрывании. В то же время ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова.

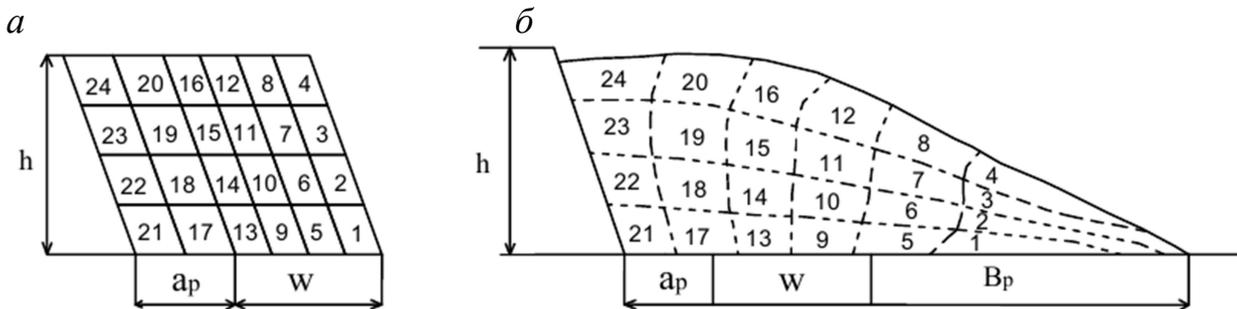


Рисунок 2.9 - Схема размещения частей уступа в массиве и развале пород при двухрядном КЗВ

Размещение отдельных элементов уступа при трехрядном КЗВ до и после взрыва показано на рисунке 2.10. Третий взрываемый слой также разбит упомянутыми плоскостями на 8 равных элементов (25-32). Их анализ показывает, что порода из района третьего ряда несколько выталкивает породу второго отбиваемого слоя вверх и в сторону движения.

Все это приводит к еще большему приращению высоты развала. Вместе с тем порода из этого ряда подвергается меньшему перемещению, чем в предыдущем случае, и оно осуществляется за счет верхней половины уступа.

Взрыв зарядов третьего ряда не оказывает влияния на распределение пород в отброшенной части развала. Размещение элементов уступа 1—16 в развале такое же, как при двухрядном КЗВ.

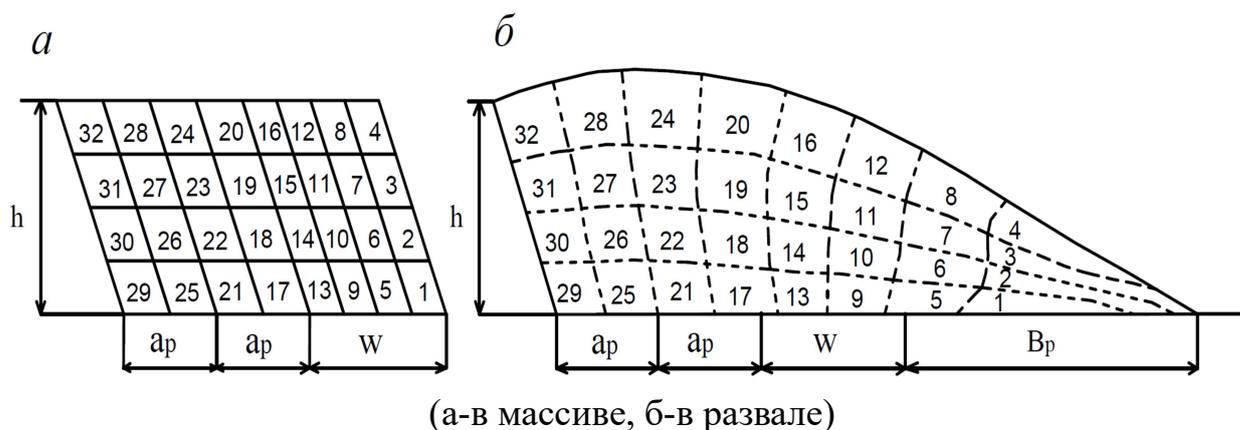


Рисунок 2.10 - Схема размещения частей уступа при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

При четырехрядном расположении скважин очередной взрываемый слой, как и в предыдущих случаях горизонтальными и наклонными плоскостями разбит на 8 равных частей (33-40). Они представлены на рисунке 2.11. Их анализ показывает, что взрыв зарядов четвертого ряда не влияет на распределение элементов 1—24; их взаимное размещение в развале остается таким же, как при трехрядном взрывании.

Перемещение породы из четвертого отбиваемого слоя меньше, чем в предыдущем случае. Основное перемещение здесь совершается за счет верхнего горизонтального слоя, лежащего над колонкой заряда ВВ. Под действием взрыва зарядов этого ряда происходит некоторое смещение вправо и вверх элементов третьей взрывной заходки. Размещение различных частей массива в развале упорядоченное.

Дальнейшее увеличение числа рядов скважин не оказывает влияния на процесс формирования развала: его можно получить путем простого присоединения разрыхленного слоя пород действием зарядов очередного ряда. Естественно, при этом будет иметь место некоторое вытеснение горной массы из предыдущей взрывной заходки.

Наличие раздробленного слоя, образованного взрывом скважин предыдущей серии, способствует изменению начальных условий движения, вследствие чего происходит переориентация направления движения. Подпорная стенка из неубранной горной массы играет роль разрыхленной, легко поддающейся уплотнению неподвижной преграды. Она препятствует свободному перемещению породы в сторону откоса уступа, в результате ширина развала получается несколько иной, чем при подобранном забое. Форма развала в этом случае зависит от размеров подпорной стенки. Анализ данных промышленных взрывов убеждает, что при ширине подпорной стенки, превышающей две величины ЛСПИ или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала практически отсутствует.

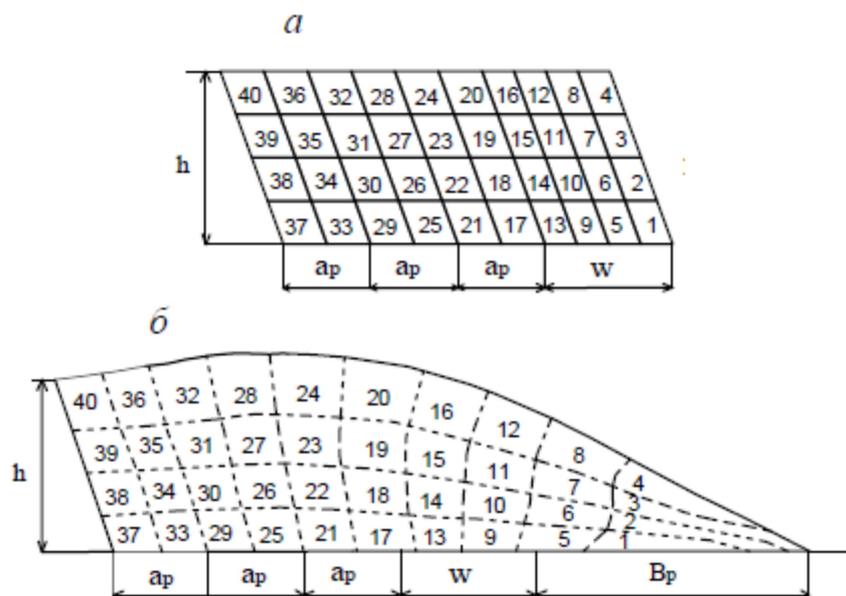
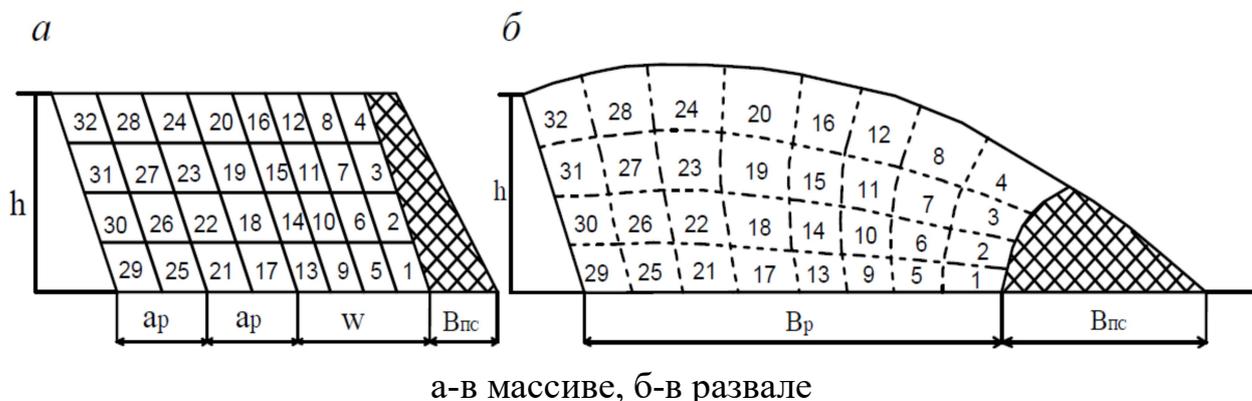


Рисунок 2.11 - Схема размещения частей уступа при четырехрядном КЗВ на свободную поверхность

Схема размещения пород из различных частей уступа в массиве и развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой приведена на рисунке 2.12. Сопоставление рисунок 2.10б и 2.11б показывает, что при взрывании с подпорной стенкой первый наклонный слой (1—4) размещается в развале так же, как элементы 13, 14, 15, 16 при взрывании на свободную поверхность. Последующие слои примыкают к указанному со все больше возрастающим наклоном линий, разграничивающих их в массиве. Таким образом, наличие подпорной стенки шириной, равной ЛСПП, создает для первого слоя начальные условия движения, эквивалентные слою 13—16 при взрывании на свободную поверхность. Наклон линии между подпорной стенкой и слоем 1-4 более плавный и меньше, чем наклон линии между слоями 9—12и 13—16. Перемешивание пород в развале происходит лишь за счет движения элементов верхнего горизонтального слоя массива.



а-в массиве, б-в развале

Рисунок 2.12 - Схема размещения частей уступа при трехрядном КЗВ на подпорную стенку

Таким образом, при многорядном КЗВ перемещение пород из различных частей уступа убывает как по ширине развала от откоса к границе взрываемого блока, так и по высоте от верхней площадки к подошве уступа. Причем наибольшее перемещение горной массы наблюдается в отброшенной части развала. По степени перемешиваемости пород на втором месте находится верхний горизонтальный слой отбиваемой части массива. В зоне непосредственного действия зарядов ВВ перемешивание дробленых продуктов при многорядном КЗВ наименьшее.

Рассмотрим, теперь как видоизменяются оконтуривающие линии элементов (1-32) взрываемого блока в развале пород. Во всех рассмотренных случаях оконтуривающие фиксированные элементы уступа (1-32) линии во взорванном состоянии претерпевают определенную деформацию.

Так, при однорядном взрывании первая наклонная оконтуривающая линия (откос уступа) после взрыва располагается на подошве уступа и в верхнем удаленном районе отброшенной части развала (рисунок 2.8 в). Вторая (первая от откоса уступа) наклонная оконтуривающая линия в развале имеет дугообразную форму с наименьшим радиусом кривизны, а третья и четвертая наклонная линия – дуги с большими радиусами кривизны (рисунок 2.8 в). По длине эти наклонные оконтуривающие отрезки изменяются незначительно. В то же время все горизонтальные оконтуривающие линии удлиняются сильно (до 2 раз). Наибольшей деформации подвергается срединная горизонтальная оконтуривающая линия.

При двухрядным КЗВ (рисунок 2.9 б) линия откоса уступа в развале располагается также как при однорядным взрыванием, но несколько уменьшается по длине в верхней части развала. Вторая оконтуривающая наклонная линия в верхней части развала получает наклон в сторону перемещения. Аналогическую деформацию в меньшем масштабе имеет и третья оконтуривающая линия. Все последующие оконтуривающие наклонные линии в верхней части развала сдвинуты относительно своего первоначального положения в сторону перемещения взорванной горной массы.

При трехрядном КЗВ на свободную поверхность (рисунок 2.10 б) вторая (первая от откоса уступа) наклонная оконтуривающая линия имеет двоякую кривизну, как и в случае двухрядного КЗВ. Остальные наклонные отрезки имеют наклон в сторону перемещения пород, который уменьшается по мере приближения к контуру отбиваемого слоя уступа. Их длины больше чем в массиве. Относительное удлинение горизонтальных оконтуривающих линий заметно меньше, чем при однорядном взрывании.

При трехрядном КЗВ на подпорную стенку (рисунок 2.12 б) все наклонные оконтуривающие отрезки выпрямляются, их длина увеличивается. Чем больше ширина подпорной стенки, тем длиннее эти отрезки (до максимального значения). Горизонтальные оконтуривающие отрезки имеют наименьшую деформацию по сравнению со взрыванием на свободную поверхность.

Из проведенного анализа следует, что местоположения, геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно взаимосвязаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород.

Для выявления этих взаимосвязей совокупность взаимно пересекающихся горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей (элементов) взрываемого блока массива (в разрезе) назовем координатной сеткой взрываемого блока. Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале назовем координатной сеткой развала или взорванного блока (в разрезе) [36-39]. Деформированные оконтуривающие линии в развале в общем случае имеют неправильную геометрическую форму, их длины и расстояния между ними различны.

Совместное использование координатных сеток взрываемого и взорванного блоков позволяет найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие геометрические характеристики.

Для этого контуры рассматриваемых фигур в выбранном масштабе необходимо нанести на координатную сетку взрываемого блока, а по координатной сетке взорванного блока установить их деформированные контуры. Далее приступить к решению конкретных поставленных задач.

2.4 Геометрические характеристики элементов взорванного блока

К геометрическим характеристикам элементов взорванного блока относятся площади составляющих элементов уступа, их оконтуривающие линии в массиве и развале и коэффициенты их изменения в развале взорванных пород [59-64].

Для определения этих характеристик рассмотрим конкретный 15 метровый уступ, сложенный из рыхлых глинистых пород, желто-бурового цвета и аллевалитами вишневой окраски, остальная часть представляет рыхлыми желтовато-серыми, бурыми глинистыми и кремнисто-глинистыми породами с неравномерной вкрапленностью и гнездами церуссита и галенита с баритом месторождения Ушкатын - III. Характеристики пород: $c=5200$ м/с, $\sigma_{сж} = 133$ МПа, $\sigma_p = 15,2$ МПа, $\nu = 0,3$, массив среднеблочный $d_c = 0,3$ м, породы средневзрываемые. Параметры расположения зарядов: линия сопротивления по подошве уступа $W=11,0$ м, расстояние между скважинами $a=7,5$ м, между рядами скважин $a_p = 7,5$ м длина перебура $l_n = 2,0$ м, длина забойки $l_z = 7,0$ м масса скважинного заряда $Q=450$ кг, время замедления зарядов между рядами скважин $\tau = 25$ м/с. Ширина отброшенной части развала 23,0 м. Ширина подпорной стенки по верху $B_{nc} = 3,0$ м, по низу $B_{nc} = 6,0$ м. Ширина подпорной стенки по низу входит в состав ширины отброшенной части развала. Удельный расход ВВ при однорядном взрывании $q = 0,364$ кг/м³, многорядном взрывании $q = 0,462$ кг/м³.

Площади элементов взрываемого блока (S_1, S_2, \dots, S_{32}) и длины оконтуривающих горизонтальных ($l_{e_1}, l_{e_2}, \dots, l_{e_5}$) и наклонных линий ($l_{n_1}, l_{n_2}, \dots, l_{n_9}$) слоев в массиве рассчитывались по данной высоте уступа и ширине взрываемого блока. Их численные значения: $S_1 = S_2 = \dots = S_{16} = 10,31 \text{ м}^2$, $S_{17} = S_{18} = \dots = S_{32} = 14,06 \text{ м}^2$, при однорядном взрывании $S_{e_1} = S_{e_2} = S_{e_3} = S_{e_4} = 41,25 \text{ м}^2$, $S_{n_1} = S_{n_2} = S_{n_3} = S_{n_4} = 41,25 \text{ м}^2$, $l_{e_1} = l_{e_2} = \dots = l_{e_5} = 11 \text{ м}$, $l_{n_1} = l_{n_2} = \dots = l_{n_9} = 16,25 \text{ м}$, при трехрядном расположении скважин $S_{e_1} = S_{e_2} = S_{e_3} = S_{e_4} = 97,48 \text{ м}^2$, $S_{n_1} = S_{n_2} = S_{n_3} = 41,24 \text{ м}^2$, $S_{n_4} = S_{n_5} = \dots = S_{n_8} = 56,24 \text{ м}^2$

Для определения искомых геометрических характеристик элементов уступа в развале контуры заданных геометрических фигур в выбранном масштабе наносят на координатную сетку взрываемого блока. Фиксируют их характерные точки (части) на координатной сетке. В соответствующих ячейках координатной сетки развала определяют положения рассматриваемых точек. Далее путем соединения найденных точек плавной кривой устанавливают деформированные контуры заданных фигур (геологических) в развале, следовательно, их размещение во взорванной горной массе и их геометрические параметры [60-64].

В развале упомянутые характеристики при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой вычислялись на компьютере с использованием программы AutoCAD. Их численные значения в масштабе, $M_s = 1 : 140625$ приведены в таблице 2.1-2.3. Здесь же приведены коэффициенты разрыхления пород соответствующих элементов уступа в развале.

Как видно из таблицы 2.1, во всех наклонных взорванных слоях значения площадей элементов увеличиваются снизу-вверх, а во всех горизонтальных слоях - от линии отрыва взрываемого блока к его свободной поверхности. Такие закономерности наблюдаются и при трехрядном КЗВ на свободную поверхность, а также с подпорной стенкой (таблица 2.2). Выявленные закономерности отражают соответствующие коэффициенты разрыхления взорванных элементов блока.

Зависимости коэффициентов разрыхления пород в соответствующих горизонтальных и наклонных слоях взорванного блока представлены на рисунок 2.13. Здесь по оси абсцисс отложены номера слоев пород, по оси ординат – коэффициент разрыхления пород. Как видно из них, коэффициент разрыхления пород во всех случаях взрывания уменьшается во мере приближения рассматриваемого слоя к невзорванной части массива. Он достигает наибольшего значения при однорядном взрывании, наименьшего значения - при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Длины оконтуривающих линий горизонтальных и наклонных слоев взорванных пород в развале и их относительное удлинение при различных способах взрывания приведены в таблице 2.3. Видно, что горизонтальные оконтуривающие линии имеют наименьшее значение на подошве уступа,

наибольшее значение в середине взрываемого блока. При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой они заметно меньше, чем при трехрядном КЗВ на свободную поверхность.

Что касается наклонных оконтуривающих линий, то они за исключением откосной линии уступа, увеличиваются от слоя к слою. Графическое изображение коэффициентов удлинения оконтуривающих линий показано на рисунке 2.14 и рисунке 2.15.

Анализ этих данных показывает, что в горизонтальных слоях коэффициент удлинения рассматриваемых линий наибольший при однорядном взрывании. Причем его максимальное значение соответствует срединной линии l'_{21} , минимальное значение подошвенной линии l'_{21} . Рассматриваемый коэффициент удлинения оконтуривающих линий наименьший при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой. В этом случае он растет от нижнего слоя к верхнему плавно ($k_y = 1,33 - 1,76$).

Переходя к анализу изменения наклонных оконтуривающих линий, следует отметить, что внешняя оконтуривающая линия (откос уступа) (l_{n_1}) первого наклонного слоя уступа при однорядном взрывании размещается на подошве уступа и на поверхности отброшенной части развала пород (рисунок 2.14). Она имеет наибольшую длину и коэффициент удлинения ($k_y = 1,97$). Последующие оконтуривающие наклонные линии ($l_{n_2} \dots l_{n_5}$) в развале укорачиваются ($k_y = 0,56 - 0,76$) (рисунок 2.14). При трехрядном КЗВ на свободную поверхность первая оконтуривающая наклонная линия (откос уступа) в развале также достигает наибольшей длины ($k_y = 1,88$).

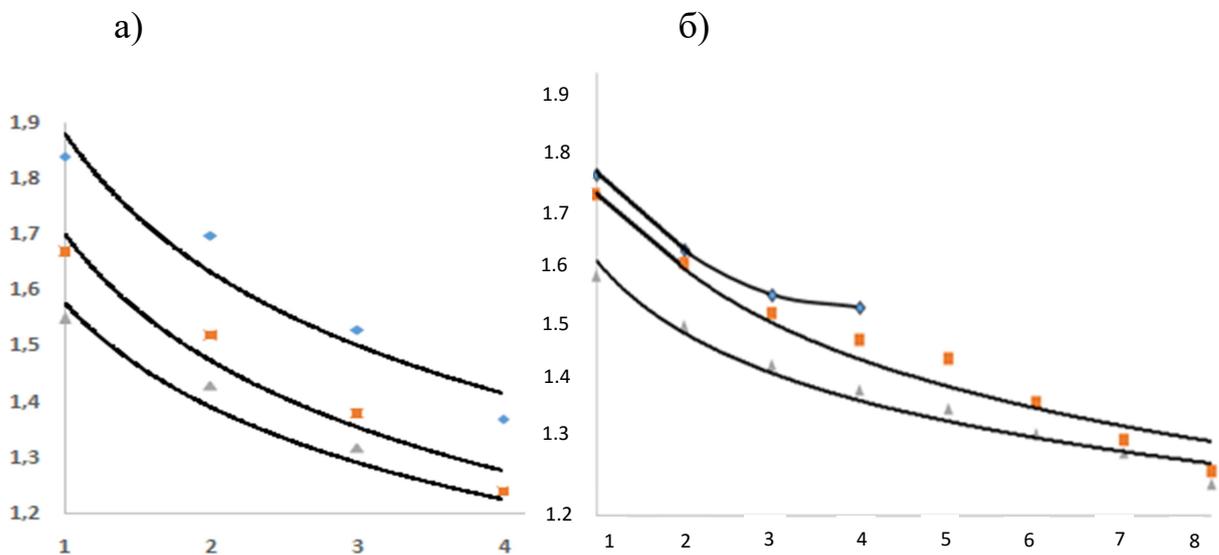
Последующие наклонные линии в районе первого взрываемого блока уменьшаются по длине ($k_y = 0,55 - 0,74$). Во втором и третьем взрываемых слоях удлинение наклонных оконтуривающих линий в развале незначительное ($k_y = 0,98 - 1,05$). При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой для первого взрываемого слоя в развале характерно уменьшение длин оконтуривающих наклонных линий ($k_y = 0,6 - 0,96$).

Таблица 2.1 - Площади элементов уступа и коэффициенты их разрыхления в развале при однорядном взрывании

Первый слой	Второй слой	Третий слой	Четвертый слой	Пятый слой
1	2	3	4	5
$S'_1 = 114,430$ $k_p = 1,56$	$S'_5 = 101,572$ $k_p = 1,38$	$S'_9 = 94,500$ $k_p = 1,29$	$S'_{13} = 91,607$ $k_p = 1,25$	$\sum S'_{21} = 402,109$ $k_p = 1,37$
$S'_2 = 118,382$ $k_p = 1,61$	$S'_6 = 114,232$ $k_p = 1,55$	$S'_{10} = 110,391$ $k_p = 1,50$	$S'_{14} = 108,102$ $k_p = 1,47$	$\sum S'_{22} = 451,10$ $k_p = 1,53$

продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5
$S'_3 = 134,982$ $k_p = 1,84$	$S'_7 = 124,644$ $k_p = 1,70$	$S'_{11} = 120,492$ $k_p = 1,64$	$S'_{15} = 119,224$ $k_p = 1,62$	$\sum S'_{z3} = 499,342$ $k_p = 1,70$
$S'_4 = 142,861$ $k_p = 1,95$	$S'_8 = 136,142$ $k_p = 1,85$	$S'_{12} = 131,417$ $k_p = 1,79$	$S'_{16} = 130,436$ $k_p = 1,78$	$\sum S'_{z4} = 540,856$ $k_p = 1,84$
$\sum S'_{H1} = 510,655$ $k_p = 1,74$	$\sum S'_{H2} = 476,590$ $k_p = 1,62$	$\sum S'_{H3} = 456,800$ $k_p = 1,55$	$\sum S'_{H4} = 449,369$ $k_p = 1,53$	$\sum S'_6 = 1893,44$ $k_p = 1,61$



◆ - при однорядном взрывании, ■ - при трехрядном КЗВ на свободную поверхность Δ -при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой

Рисунок 2.13 - Значения коэффициентов разрыхления пород в горизонтальных (а) и наклонных (б) слоях взорванного блока в развале

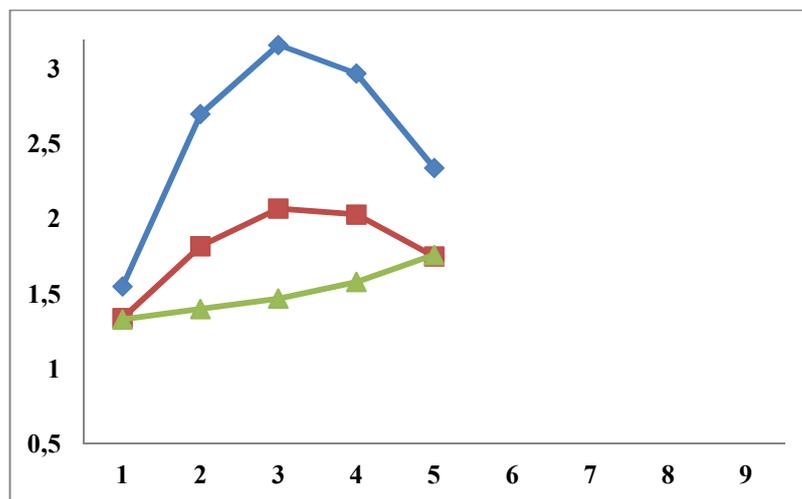
Таблица 2.2. - Площади элементов уступа и коэффициенты их разрыхления в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой

Площади элементов уступа и коэффициенты их разрыхления при трехрядном КЗВ по слоям								
$S'_1 = 112,70$ $k_p = 1,5$	$S'_5 = 100,34$ $k_p = 1,36$	$S'_9 = 92,50$ $k_p = 1,26$	$S'_{13} = 89,85$ $k_p = 1,22$	$S'_{17} = 121,65$ $k_p = 1,21$	$S'_{21} = 119,77$ $k_p = 1,19$	$S'_{25} = 116,05$ $k_p = 1,16$	$S'_{29} = 108,61$ $k_p = 1,08$	$\sum S'_{e1} = 861,511$ $k_p = 1,24$
$S'_2 = 115,84$ $k_p = 1,58$	$S'_6 = 112,79$ $k_p = 1,53$	$S'_{10} = 108,04$ $k_p = 1,47$	$S'_{14} = 104,56$ $k_p = 1,42$	$S'_{18} = 140,92$ $k_p = 1,40$	$S'_{22} = 132,81$ $k_p = 1,32$	$S'_{26} = 126,33$ $k_p = 1,26$	$S'_{30} = 117,61$ $k_p = 1,17$	$\sum S'_{e2} = 958,955$ $k_p = 1,38$
$S'_3 = 132,90$ $k_p = 1,81$	$S'_7 = 122,50$ $k_p = 1,67$	$S'_{11} = 118,19$ $k_p = 1,61$	$S'_{15} = 115,09$ $k_p = 1,57$	$S'_{19} = 159,90$ $k_p = 1,59$	$S'_{23} = 140,54$ $k_p = 1,40$	$S'_{27} = 135,82$ $k_p = 1,35$	$S'_{31} = 133,31$ $k_p = 1,33$	$\sum S'_{e3} = 1058,28$ $k_p = 1,52$
$S'_4 = 141,737$ $k_p = 1,93$	$S'_8 = 134,46$ $k_p = 1,83$	$S'_{12} = 129,00$ $k_p = 1,76$	$S'_{16} = 127,08$ $k_p = 1,73$	$S'_{20} = 170,59$ $k_p = 1,70$	$S'_{24} = 159,44$ $k_p = 1,59$	$S'_{28} = 150,26$ $k_p = 1,50$	$S'_{32} = 150,15$ $k_p = 1,50$	$\sum S'_{e4} = 1162,75$ $k_p = 1,67$
$\sum S'_{n1} = 503,19$ $k_p = 1,71$	$\sum S'_{n2} = 470,10$ $k_p = 1,60$	$\sum S'_{n3} = 447,74$ $k_p = 1,52$	$\sum S'_{n4} = 436,59$ $k_p = 1,48$	$\sum S'_{n5} = 593,08$ $k_p = 1,45$	$\sum S'_{n6} = 552,58$ $k_p = 1,38$	$\sum S'_{n7} = 528,48$ $k_p = 1,32$	$\sum S'_{n8} = 510,155$ $k_p = 1,27$	$S'_6 = 4041,915$ $k_p = 1,45$
Площади элементов уступа и коэффициенты их разрыхления при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой по слоям								
$S'_1 = 103,421$ $k_p = 1,41$	$S'_5 = 93,676$ $k_p = 1,27$	$S'_9 = 88,253$ $k_p = 1,20$	$S'_{13} = 82,254$ $k_p = 1,12$	$S'_{17} = 120,656$ $k_p = 1,20$	$S'_{21} = 117,710$ $k_p = 1,17$	$S'_{25} = 115,230$ $k_p = 1,15$	$S'_{29} = 108,210$ $k_p = 1,08$	$\sum S'_{e1} = 829,410$ $k_p = 1,19$
$S'_2 = 110,706$ $k_p = 1,51$	$S'_6 = 105,187$ $k_p = 1,43$	$S'_{10} = 100,380$ $k_p = 1,37$	$S'_{14} = 95,420$ $k_p = 1,30$	$S'_{18} = 137,929$ $k_p = 1,37$	$S'_{22} = 131,419$ $k_p = 1,31$	$S'_{26} = 120,320$ $k_p = 1,20$	$S'_{30} = 115,318$ $k_p = 1,15$	$\sum S'_{e2} = 916,679$ $k_p = 1,32$
$S'_3 = 120,118$ $k_p = 1,63$	$S'_7 = 116,534$ $k_p = 1,59$	$S'_{11} = 113,213$ $k_p = 1,54$	$S'_{15} = 100,213$ $k_p = 1,36$	$S'_{19} = 140,905$ $k_p = 1,40$	$S'_{23} = 138,395$ $k_p = 1,38$	$S'_{27} = 136,420$ $k_p = 1,36$	$S'_{31} = 131,415$ $k_p = 1,31$	$\sum S'_{e3} = 997,213$ $k_p = 1,43$
$S'_4 = 130,166$ $k_p = 1,77$	$S'_8 = 124,441$ $k_p = 1,69$	$S'_{12} = 121,247$ $k_p = 1,65$	$S'_{16} = 113,360$ $k_p = 1,54$	$S'_{20} = 150,400$ $k_p = 1,50$	$S'_{24} = 147,620$ $k_p = 1,47$	$S'_{28} = 145,200$ $k_p = 1,45$	$S'_{32} = 148,325$ $k_p = 1,48$	$\sum S'_{e4} = 1080,759$ $k_p = 1,55$
$\sum S'_{n1} = 464,41$ $k_p = 1,5$	$\sum S'_{n2} = 439,83$ $k_p = 1,50$	$\sum S'_{n3} = 423,09$ $k_p = 1,44$	$\sum S'_{n4} = 391,24$ $k_p = 1,40$	$\sum S'_{n5} = 549,89$ $k_p = 1,37$	$\sum S'_{n6} = 535,14$ $k_p = 1,33$	$\sum S'_{n7} = 517,17$ $k_p = 1,30$	$\sum S'_{n8} = 501,268$ $k_p = 1,25$	$S'_6 = 3824,052$ $k_p = 1,37$

Наоборот, во втором и третьем взрываемых слоях наблюдается их некоторое увеличение ($k_y=1,02-1,09$) (рисинок 2.15). Таким образом, выявленные закономерности изменения геометрических характеристик элементов взрываемого блока в развале пород при различных условиях взрывания (при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и с подпорной стенкой) показывают, что они как объективные могут быть положены в основу методики определения мест размещения различных частей уступа в развале пород и их геометрических характеристик.

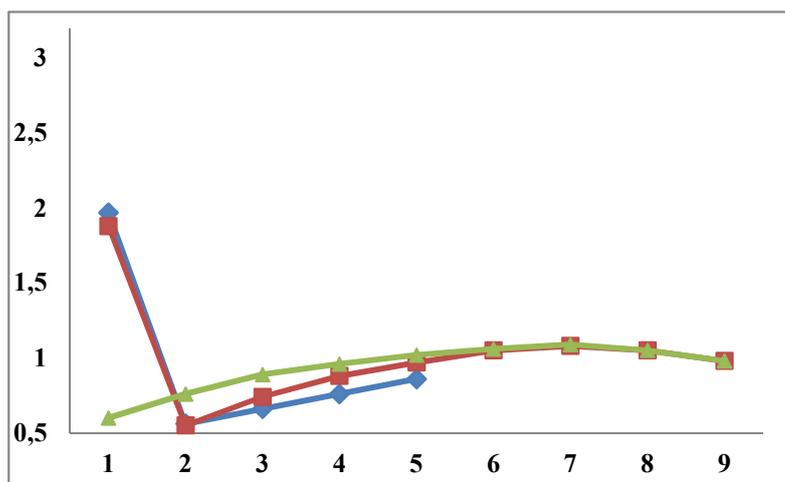
Таблица 2.3 - Длины оконтуривающих линий и коэффициенты их удлинения в развале при различных способах взрывания

При однорядном взрывании	При трехрядном КЗВ на свободную поверхность	При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой
горизонтальных слоев взорванного блока		
$l'_{2_1}=45,560 \quad k_y=1,55$	$l'_{2_1}=93,114 \quad k_y=1,34$	$l'_{2_1}=92,464 \quad k_y=1,33$
$l'_{2_2}=79,397 \quad k_y=2,70$	$l'_{2_2}=126,578 \quad k_y=1,82$	$l'_{2_2}=97,059 \quad k_y=1,40$
$l'_{2_3}=92,607 \quad k_y=3,16$	$l'_{2_3}=143,531 \quad k_y=2,07$	$l'_{2_3}=102,406 \quad k_y=1,47$
$l'_{2_4}=87,234 \quad k_y=2,97$	$l'_{2_4}=140,746 \quad k_y=2,03$	$l'_{2_4}=109,962 \quad k_y=1,58$
$l'_{2_5}=68,590 \quad k_y=2,34$	$l'_{2_5}=121,780 \quad k_y=1,75$	$l'_{2_5}=122,381 \quad k_y=1,76$
наклонных слоев взорванного блока		
$l'_{H_1}=84,077 \quad k_y=1,97$	$l'_{H_1}=80,40 \quad k_y=1,88$	$l'_{H_1}=25,923 \quad k_y=0,60$
$l'_{H_2}=24,046 \quad k_y=0,56$	$l'_{H_2}=23,819 \quad k_y=0,55$	$l'_{H_2}=32,674 \quad k_y=0,76$
$l'_{H_3}=28,457 \quad k_y=0,66$	$l'_{H_3}=31,836 \quad k_y=0,74$	$l'_{H_3}=38,033 \quad k_y=0,89$
$l'_{H_4}=32,463 \quad k_y=0,76$	$l'_{H_4}=37,535 \quad k_y=0,88$	$l'_{H_4}=41,165 \quad k_y=0,96$
$l'_{H_5}=36,922 \quad k_y=0,86$	$l'_{H_5}=41,653 \quad k_y=0,97$	$l'_{H_5}=43,787 \quad k_y=1,02$
	$l'_{H_6}=44,963 \quad k_y=1,05$	$l'_{H_6}=45,163 \quad k_y=1,06$
	$l'_{H_7}=46,343 \quad k_y=1,08$	$l'_{H_7}=46,454 \quad k_y=1,09$
	$l'_{H_8}=44,844 \quad k_y=1,05$	$l'_{H_8}=45,063 \quad k_y=1,05$
	$l'_{H_9}=42,123 \quad k_y=0,98$	$l'_{H_9}=42,090 \quad k_y=0,98$



- ◆ - при однорядном взрывании,
- - при трехрядном КЗВ на свободную поверхность,
- ▲ - при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой

Рисунок 2.14 - Значения коэффициентов изменения длины оконтуривающих линий элементов уступа в развале горизонтальных слоев:



- ◆ - при однорядном взрывании,
- - при трехрядном КЗВ на свободную поверхность,
- ▲ - при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой

Рисунок 2.15 - Значения коэффициентов изменения длины оконтуривающих линий элементов уступа в развале наклонных (б) слоев

Отдельные характеристики элементов (частей) взорванного блока определялись и другими авторами [65-71]. Приведенные в этих работах данные удовлетворительно совпадают с нашими. В некоторых случаях, эти показатели разнятся сильно, что обусловлено тем, что они не подвергались тщательному анализу.

Выводы по главе 2:

1. Проведен критический анализ литературных источников по формированию развала взорванных пород. Ввиду актуальности рассматриваемой проблемы ей посвящены работы корифеев горной науки академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, профессоров Е.Ф. Шешко, Б.П. Боголюбова, Б.П. Юматова и др. Во многих работах большое внимание уделено размещению отдельных слоев руды в развале взорванных пород. Сделаны попытки теоретического определения размеров развала пород и прогнозирования внутренней структуры развала.

2. На основе работ академиком Б.Р.Ракишева созданы геометрические модели развала пород. Более подробно описан алгоритм построения математической модели развала пород на основе физической модели поэтапного развития взрыва в уступе.

Описаны закономерности формирования развала взорванных пород с учетом движения отдельных элементов взрываемого блока в третьей стадии взрыва. Впервые в горной науке введены понятия «координатная сетка взрываемого блока», «координатная сетка взорванного блока». Совместное использование этих координатных сеток позволило установить места размещения частей уступа в массиве и развале пород при однорядном, двухрядном, трехрядном и четырехрядном КЗВ.

3. Определены геометрические характеристики элементов взрываемого блока: площади элементов взорванного блока, длины оконтуривающих горизонтальных и наклонных линий, коэффициенты разрыхления пород соответствующих элементов уступа в развале.

4. По этим характеристикам вычислены коэффициенты разрыхления пород в горизонтальных и наклонных слоях взорванного блока в развале и коэффициенты изменения длины оконтуривающих линий элементов уступа в развале горизонтальных и наклонных слоев при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой. Выявлены их графические зависимости при различных условиях взрывания уступов.

3 МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ СЛОЖНО-СТРУКТУРНЫХ БЛОКОВ В РАЗВАЛЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК

3.1 Методика определения размещения сложноструктурных блоков первого типа в развале взорванных пород

Для определения размещения отдельных видов пород сложноструктурных блоков в развале будем пользоваться геометрическими моделями сложноструктурных блоков, приведенными в главе 2.3. Определим их важные характеристики в развале пород [60-64].

В случае прямолинейных контактов взрываемый блок, состоящий из двух сплошных рудных тел, при однорядном расположении скважин в уступе представлен на рисунке 3.1а.

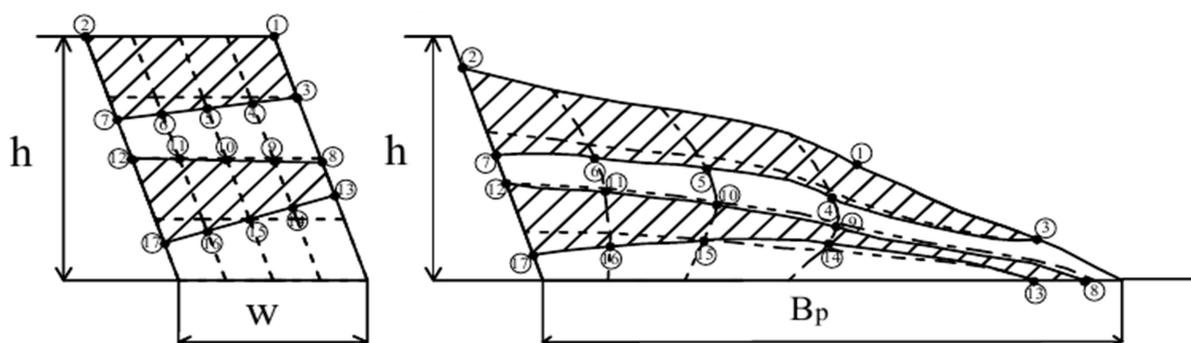


Рисунок 3.1- Геометрическая модель сложноструктурного блока «а»до и после взрыва при однорядном взрывании

Верхний контур первого рудного тела располагается на кровле уступа. Его характерные точки 1 и 2. Характерные точки нижней оконтуривающей линии 3 и 7. Для более информативного представления на этой линии выделим еще точки 4,5,6. Точка 3 располагается на пересечении линии откоса уступа с нижним контуром первого рудного тела. Точка 4 располагается на пересечении нижнего контура рудного тела с четвертой наклонной координатной линией, точка 5 располагается на пересечении указанного контура с третьей наклонной координатной линией, точка 6 располагается на пересечении контура рудного тела со второй наклонной координатной линией, точка 7 располагается на пересечении нижнего контура с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линии координатной сетки.

Характерные точки верхнего контура второго рудного тела - точки 8-12. Все они расположены на третьей горизонтальной линии координатной сетки взрываемого блока. Точка 8 располагается на пересечении верхнего контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 9 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией координатной сетки, точка 10 - на пересечении контура с третьей наклонной координатной линией, точка 11 - на

пересечении контура со второй наклонной линией координатной сетки, точка 12 - на пересечении верхнего контура с линией отрыва блока от массива.

Характерные точки нижнего контура второго рудного тела - точки 13-17. Точка 13 располагается на пересечении контура второго рудного тела с линией откоса уступа, точка 14 - на пересечении нижнего контура рудного тела с четвертой наклонной координатной линией, точка 15 - на пересечении контура с третьей наклонной линией координатной сетки, точка 16 - на пересечении рассматриваемого контура со второй наклонной линией координатной сетки, точка 17 - на пересечении нижнего контура рудного тела с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линией координатной сетки.

Найдем теперь размещение указанных выше характерных точек контуров двух рудных тел в развале. Как видно из рисунка 3.1б, в развале пород точка 1 располагается на поверхности отброшенной части развала на некотором расстоянии от второй наклонной линии координатной сетки взорванного блока несколько ниже верхней площадки уступа. Точка 2 располагается на линии отрыва взорванного блока. Точка 3 располагается на поверхности отброшенной части развала на пропорциональном удалении от точки 1. В целом, наружный контур первого рудного тела располагается на поверхности развала взорванных пород.

Положения точек 3-7 нижнего контура первого рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Они устанавливаются по их положениям относительно горизонтальной линии координатной сетки во взорванном состоянии. Соединяя точки 3-7 в развале плавной кривой, получим нижний контур первого рудного тела во взорванной горной массе. Таким образом, найдено положение первого рудного тела в развале (рисунок 3.1 б).

Положения точек 8-12, характеризующих верхний контур второго рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. При этом точка 8 располагается в нижней отброшенной части развала на линии откоса уступа, расположенной на подошве уступа. Точка 9 находится на пересечении верхнего контура с четвертой наклонной линией координатной сетки, точка 10 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией координатной сетки взорванного блока, точка 11 - на пересечении контура рудного тела со второй наклонной линией координатной сетки, точка 12 - на пересечении верхнего контура рудного тела с линией отрыва блока. Соединяя эти точки плавной кривой, получаем верхнюю контурную линию второго рудного тела в развале.

Характерные точки 13-17 для нижнего контура второго рудного тела в развале располагаются следующим образом. Точка 13 в развале располагается в отброшенной части развала на линии откоса уступа – на подошве уступа, точка 14 - на пересечении рассматриваемого контура с четвертой наклонной линией координатной сетки взорванного блока, точка 15 - на пересечении его с третьей наклонной линией координатной сетки взорванного блока и т.д. Соединяя найденные положения характерных точек 13-17 плавной кривой

получим нижний контур второго рудного тела в развале. В целом найдено положение второго рудного тела в развале пород (рисунок 3.1б).

Таким образом, размещение рудных тел и пустых пород взрываемого сложноструктурного блока в развале при однорядном взрывании приобретает вполне осязаемую конфигурацию. Его параметры рассчитываются с использованием программы Автокад.

Рассмотрим теперь взрываемый блок состоящий из двух рудных тел с прямолинейными контурами при трехрядном расположении скважин в уступе. Его геометрическая модель представлена на рисунке 3.2 а. Верхний контур первого рудного тела совпадает с кровлей уступа. Его характерные точки 1 и 2.

Для более информативного представления нижний контур рудного тела обозначен несколькими характерными точками 3-11. Точка 3 располагается на пересечении нижнего контура рудного тела с линией откоса уступа. Точка 4 располагается на пересечении нижнего контура рудного тела с восьмой наклонной линией, точка 5 располагается - на пересечении контура с седьмой наклонной линией, точка 6 располагается - на пересечении нижнего контура рудного тела с шестой наклонной линией, точка 7 - на пересечении нижнего контура рудного тела с пятой наклонной линией, точка 8 - на пересечении его с четвертой наклонной линией, точка 9 - на пересечении его с третьей наклонной линией, точка 10 - на пересечении его со второй наклонной линией, точка 11 - на пересечении нижнего контура рудного тела с линией отрыва блока – первой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока.

Характерные точки верхнего контура второго рудного тела - точки 12-20. Точка 12 располагается на пересечении верхнего контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 13 - на пересечении верхнего контура рудного тела с восьмой наклонной линией, точка 14 - на пересечении верхнего контура рудного тела с седьмой наклонной линией, точка 15 - на пересечении верхнего контура с шестой наклонной линией, точка 16- на пересечении верхнего контура рудного тела с пятой наклонной линией, точка 17 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией, точка 18 - на пересечении верхнего контура с третьей наклонной линией, точка 19 - на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 20 - на пересечении верхнего контура с линией отрыва блока – первой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.2 а).

Характерные точки нижнего контура второго рудного тела - точки 21-29. По аналогии с приведенным описанием они расположены на пересечениях указанного контура с соответствующими наклонными линиями координатной сетки взрываемого сложно-структурного блока (рисунок 3.2 а).

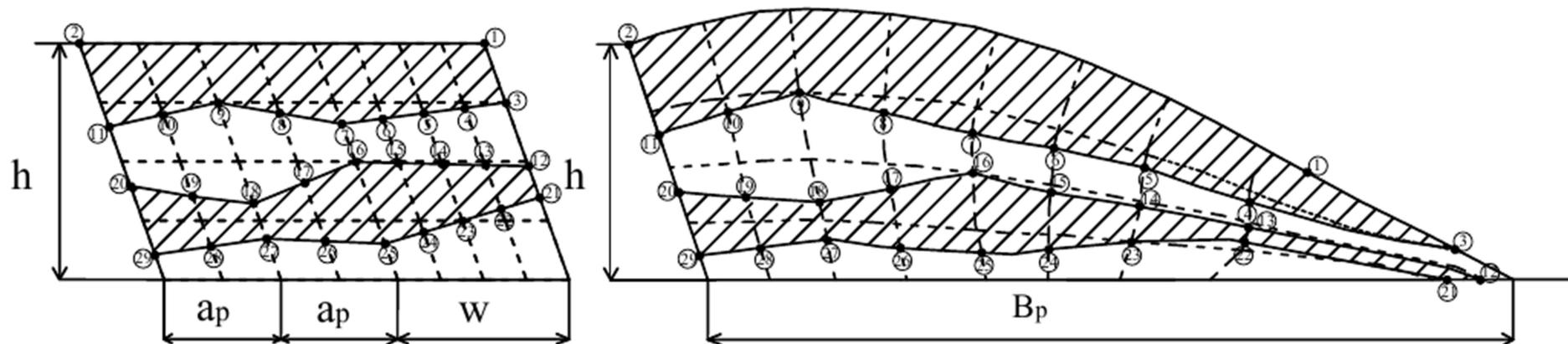


Рисунок 3.2 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «а» до и после взрыва при трехрядном взрывании на свободную поверхность

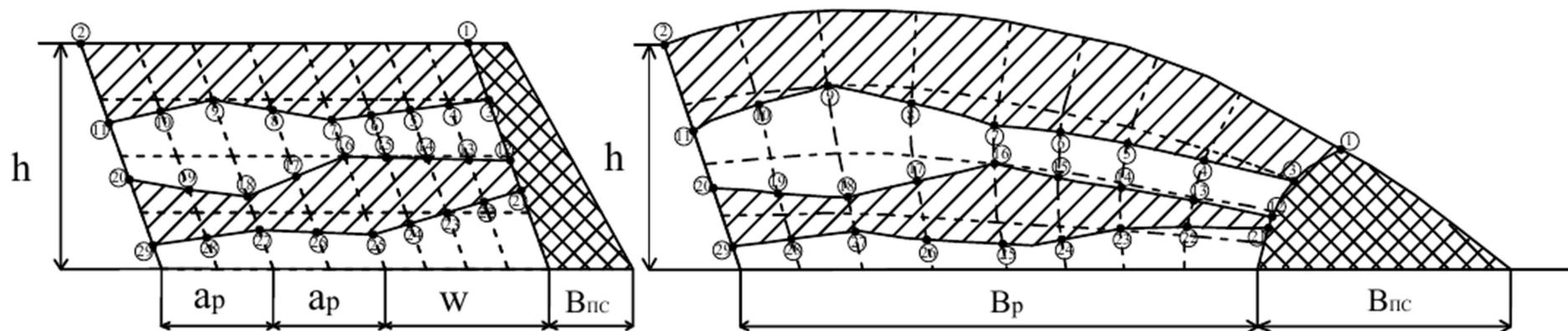


Рисунок 3.3 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «а» до и после взрыва при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек прямолинейных контуров двух рудных тел в развале при трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) на свободную поверхность (рисунок 3.2б). Как видно из этого рисунка, в развале пород точка 1 располагается на поверхности отброшенной части развала на некотором расстоянии от восьмой наклонной линии координатной сетки взорванного блока. Точка 2 располагается на линии отрыва взорванного блока от массива. Точка 3 располагается на поверхности отброшенной части развала на пропорциональном удалении от точки 1. В целом, наружный контур первого рудного тела располагается на поверхности развала взорванной горной массы (рисунок 3.2б).

Положения характерных точек 3-11 нижнего контура первого рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока, которые устанавливаются по их положениям во взорванном состоянии. Соединяя точки 3-11 в развале ломанной кривой получим нижний контур первого рудного тела во взорванной горной массе.

Положения точек 12-20, характеризующих расположение верхнего прямолинейного контура второго рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. При этом точка 12 располагается в нижней отброшенной части развала на деформированной линии откоса уступа – на подошве уступа. Точка 13 располагается на пересечении верхнего контура с восьмой наклонной линией координатной сетки взорванного блока. Таким же образом устанавливаются положения остальных точек в развале взорванных пород. Соединяя эти точки ломанной кривой, получим верхний прямолинейный контур второго рудного тела в развале взорванной горной массы (рисунок 3.2 б).

Характерными для нижнего прямолинейного контура второго рудного тела являются точки 21-29. Точка 21 в развале располагается в отброшенной части развала на деформированной линии откоса уступа – на подошве, точка 22 - на пересечении нижнего контура с восьмой наклонной линией координатной сетки взорванного блока. Аналогичным образом устанавливаются положения остальных точек 23-29 с помощью координатной сетки взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 21-29 ломанной кривой, получим нижний контур второго рудного тела в развале. В итоге имеем ясную картину размещения рудных тел сложноструктурного блока "а" в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность. Их геометрические размеры определяются с помощью программы Автокад.

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек прямолинейных контуров двух рудных тел в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой (рисунок 3.3б). Расположение всех точек в массиве такое же, как и при трехрядном КЗВ на свободную поверхность. А их размещение в развале при различных способах взрывания существенно отличается друг от

друга. Оно также представлено на рисунке 3.3б. Размеры рудных тел и пустых пород определяются с помощью программы Автокад.

Как видно из рисунка 3.3б, в развале пород точка 1 располагается на поверхности девятой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, которая совмещается с внутренним контуром подпорной стенки. Точка 2 располагается на линии отрыва взорванного блока. Точка 3 располагается на пересечении нижнего контура первого рудного тела с девятой наклонной линии координатной сетки. Расположение точек 4-11 внутреннего контура устанавливается по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя эти точки ломанной 3-11, получим нижний контур первого рудного тела в развале и в целом положение первого рудного тела во взорванном состоянии при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Попытки прогнозирования размещения отдельных элементов взрывааемого блока (рудных слоев с прямыми контактами) сделаны в работах [72-74]. Однако в них отсутствуют исходные данные взрывааемых пород, то лишает достоверности полученных результатов

В случае криволинейных контактов взрывааемый блок, состоящий из двух сплошных рудных тел при однорядном расположении скважин в уступе представлен на рис.3.4.

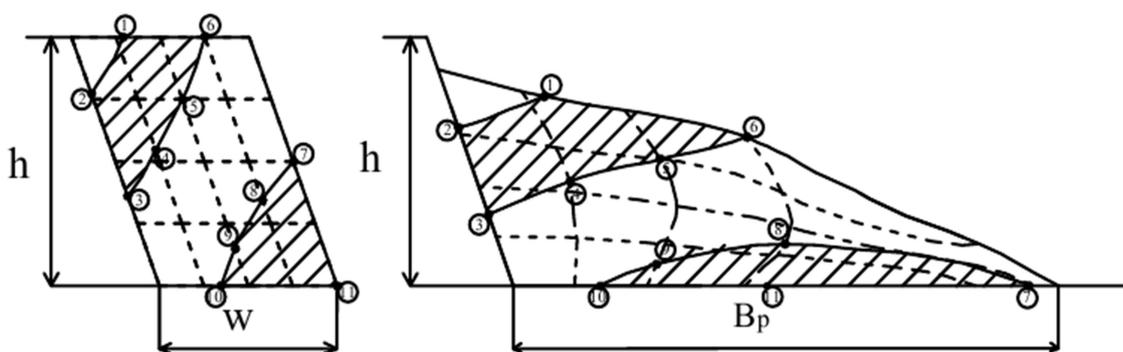


Рисунок 3.4 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «б»до и после взрыва при однорядном взрывании

Верхний контур первого рудного тела располагается на кровле уступа. Его характерные точки 1 и 6. Характерные точки левого криволинейного контура первого рудного тела - точки 1 и 2. Точка 1 располагается на кровле уступа, точка 2 - на пересечении рассматриваемого контура с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линии координатной сетки взрывааемого блока. Характерные точки прямолинейного контура первого рудного тела - точки 2,3. Они располагаются на линии отрыва блока от массива – на первой наклонной линии координатной сетки взрывааемого блока.

Характерные точки правого криволинейного контура первого рудного тела точки 3-6. Точка 3 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линии координатной сетки взрывааемого блока, точка 4 - на пересечении рассматриваемого контура

со второй наклонной линией, точка 5- на его пересечении с третьей наклонной линией координатной сетки взрываемого блока, а точка 6 - на пересечении контура с четвертой наклонной координатной линией – на кровле уступа.

Характерные точки левого криволинейного контура второго рудного тела - точки 7-10. Точка 7 располагается на пересечении рассматриваемого контура с линией откоса уступа - пятой наклонной линией координатной сетки, точка 8 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией, точка 9 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 10 - на подошве уступа. Характерные точки наружной прямолинейного контура второго рудного тела – точки 7 и 11. Они располагаются на линии откоса уступа. Характерные точки нижнего контура второго рудного тела 10,11 расположены на подошве уступа.

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров двух рудных тел в развале при однорядном взрывании. Как видно из рисунка 3.4 б, в развале пород точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от второй наклонной линии координатной сетки взорванного блока, точка 2 - на пересечении указанного контура с линией отрыва блока. Соединяя точки 1 и 2 прямой линией, получим левый контур первого рудного тела во взорванной горной массе.

Точка 6 располагается на поверхности развала на пересечении контура с четвертой наклонной линией координатной сетки взорванного блока. Положения точек 3-5 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 3-6 в развале плавной кривой, получим правый криволинейный контур первого рудного тела во взорванной массе. В итоге получим размещение первого рудного тела с криволинейными контурами в развале пород (рисунок 3.4б).

Характерные точки криволинейного контура второго рудного тела в развале: точка 7 располагается в отброшенной части развала на пересечении указанного контура рудного тела с линией откоса уступа – на подошве уступа. Положения точек 8-10 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Точка 11 располагается в основной части развала на подошве уступа. Соединяя найденные положения характерных точек 7-10 плавной кривой, получим криволинейный контур второго рудного тела в развале и в целом размещение второго рудного тела во взорванном состоянии (рисунок 3.4б). Их геометрические параметры рассчитываются с помощью программы Автокад.

Рассмотрим теперь взрываемый блок, состоящий из двух рудных тел с криволинейными контурами при трехрядном расположении скважин в уступе. Он представлен на рисунке 3.5а.

Верхний контур первого рудного тела располагается на кровле уступа его характерные точки 1 и 14 и совпадает с кровлей уступа.

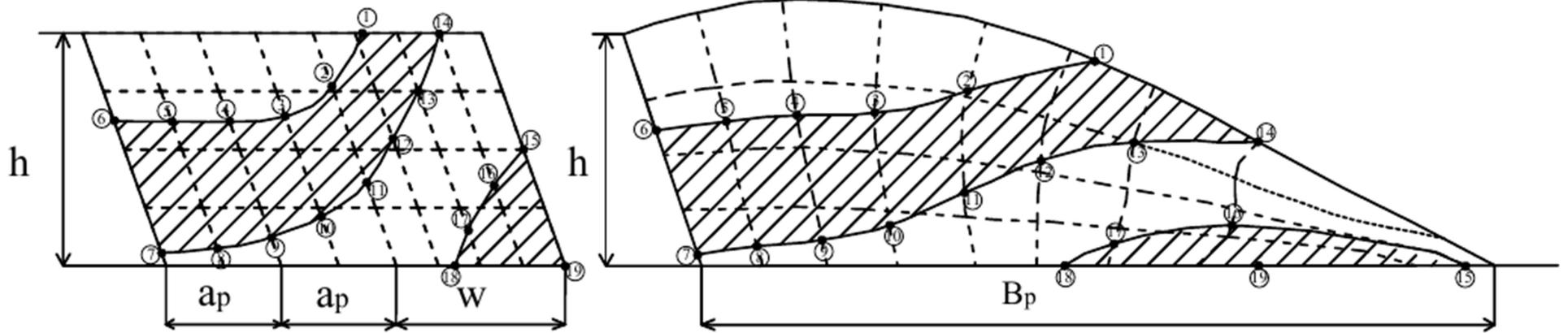


Рисунок 3.5 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «б» до и после взрыва при трехрядном взрывании на свободную поверхность

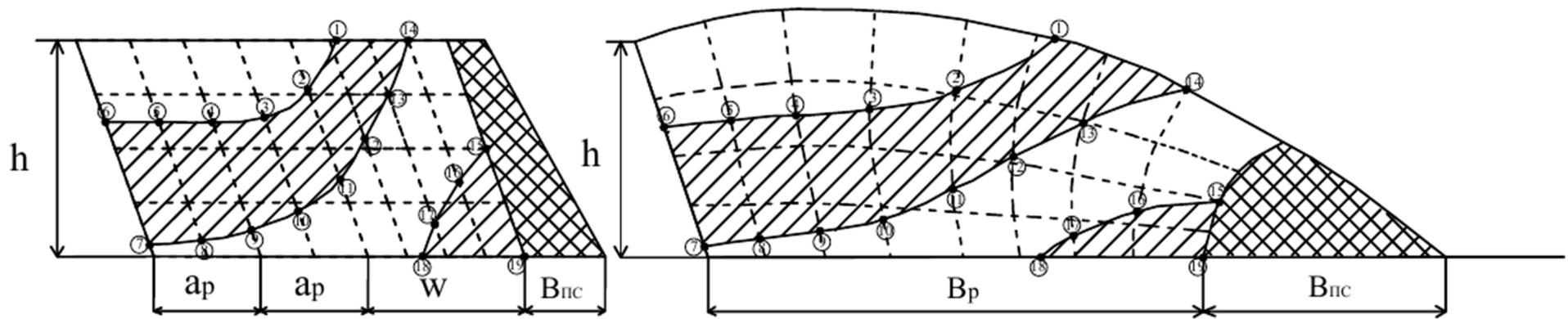


Рисунок 3.6 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «б» до и после взрыва при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Характерные точки левого криволинейного контура первого рудного тела - точки 1-6. Точка 1 располагается на кровле уступа, точка 2 - на пересечении рассматриваемого контура с пятой наклонной линией, точка 3 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией, точка 4 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 5 - на пересечении указанного контура со второй наклонной линией координатной сетки взрываваемого блока, точка 6 - на пересечении контура с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линии координатной сетки взрываваемого блока (рисунок 3.5а). Характерные точки прямолинейного контура первого рудного тела - точки 6,7. Они располагаются на линии отрыва блока от массива – на первой наклонной линии координатной сетки взрываваемого блока.

Характерные точки правого криволинейного контура первого рудного тела - точки 7-14. Точка 7 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока от массива – первой наклонной линией, точка 8 - на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 9 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 10 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией, точка 11 - на пересечении указанного контура с пятой наклонной линией, точка 12 - на пересечении указанного контура с шестой наклонной линией, точка 13 - на пересечении правого контура с седьмой наклонной линией координатной сетки взрываваемого блока, точка 14 - на кровле уступа .

Характерными точками криволинейного контура второго рудного тела являются точки 15-18. Точка 15 располагается на пересечении рассматриваемого контура рудного тела с линией откоса уступа - девятой наклонной линией координатной сетки, точка 16 - на пересечении указанного контура с восьмой наклонной линией, точка 17 - на пересечении указанного контура с седьмой наклонной линией координатной сетки взрываваемого блока, точка 18 - на подошве уступа. Характерные точки наружного прямолинейного контура второго рудного тела – точки 15 и 19. Они располагаются на линии откоса уступа. Характерные точки нижнего контура второго рудного тела 18,19 расположены на подошве уступа (рисунок 3.5а).

Теперь найдем расположения указанных выше характерных точек криволинейных контуров двух рудных тел в развале при трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) на свободную поверхность. Как видно из рисунка 3.5 б, в развале пород точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от шестой наклонной линии координатной сетки взорванного блока. Положения точек 2-6 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-6 в развале плавной кривой, получим правый криволинейный контур первого рудного тела во взорванной горной массе (рисунок 3.5 б).

Положения характерных точек 7-14, определяющих левый криволинейный контур первого рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока по описанной выше методике.

Соединяя эти точки 7-14 в развале плавной кривой, найдем положение правого контура первого рудного тела в развале. В результате имеем размещение рассматриваемого рудного тела в развале. Их геометрические размеры устанавливаются с помощью программы Автокад.

Положения характерных точек 15-18 криволинейного контура второго рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. При этом точка 15 располагается в отброшенной части развала – на подошве уступа. Точка 18 располагается также на подошве уступа на пропорциональном расстоянии от шестой наклонной линии координатной сетки взорванного блока.

Соединяя точки 15-18 плавной кривой, получим левую контурную линию второго рудного тела. В итоге имеем ясную картину о размещении рудных тел сложно-структурного блока в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность (рисунок 3.5 б).

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров двух рудных тел в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой (рисунок 3.6 б).

Расположение всех точек в массиве такое же как и при трехрядном КЗВ на свободную поверхность, а их размещение в развале при различных способах взрывания существенно отличается друг от друга. Как видно из рисунка 3.6 б, точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от шестой наклонной линии координатной сетки взорванного блока.

Положения точек 2-6 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-6 в развале плавной кривой, получим левый криволинейный контур первого рудного тела во взорванной горной массе. Положения характерных точек 7-14 правого криволинейного контура первого рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. Их соединение плавной кривой даст левый контур первого рудного тела в развале.

В целом найдено размещение первого рудного тела в развале пород.

Характерная точка 15 второго рудного тела располагается на пересечении его контура с девятой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, которая совпадает с внутренним контуром подпорной стенки. Расположение точек 16-19 устанавливается по их координатам в координатной сетке взорванного блока по описанной выше методике.

Таким образом, полностью определяется расположение контура второго рудного тела в развале взорванной горной массы и в целом размещение двух рудных тел в сложноструктурном блоке "б" с криволинейными контурами при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Расположение двух рудных тел с криволинейными контактами, предполагаемое в работах [74-77], не отражает их реальное размещение в развале взорванной горной массы.

3.2 Методика определения размещения сложноструктурных блоков второго типа в развале взорванных пород

В случае прямолинейных контактов взрываеваемый блок, состоящий из трех рассредоточенных рудных тел, при однорядном расположении скважин в уступе представлен на рисунке 3.7а. Определим их геометрические характеристики на основе работ [60-64].

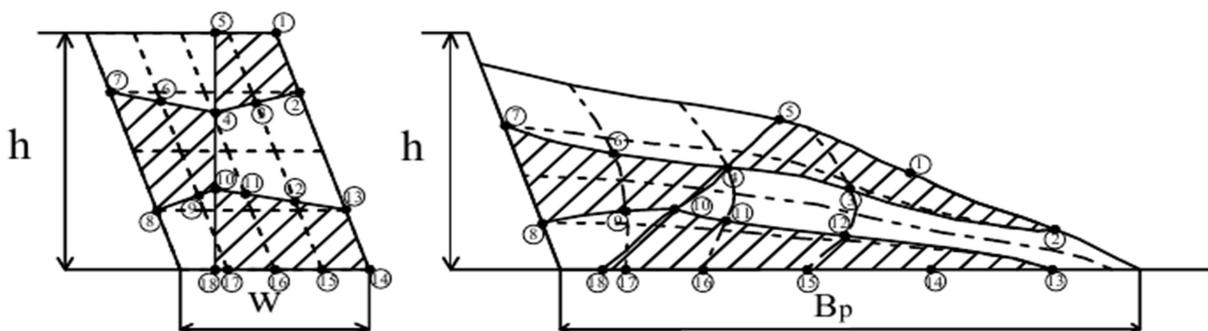


Рисунок 3.7 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «в» до и после взрыва при однорядном взрывании

Верхний контур первого рудного тела располагается на кровле уступа. Его характерные точки 1 и 5. Характерные точки наружного прямолинейного контура первого рудного тела – точки 1 и 2. Точки 1,2 располагаются на пересечении рассматриваемого контура с линией откоса уступа – пятой наклонной линией координатной сетки взрываеваемого блока.

Характерные точки нижнего прямолинейного контура первого рудного тела – точки 2-4. Точка 2 располагается на пересечении указанного контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 3 – на пересечении указанного контура рудного тела с четвертой наклонной линией, точка 4 – на пересечении указанного контура рудного тела с третьей наклонной линией координатной сетки взрываеваемого блока. Характерные точки внутреннего контура первого рудного тела – точки 4 и 5 (рисунок 3.7а).

Характерные точки верхнего прямолинейного контура второго рудного тела точки 4,6,7. Точка 4 располагается на пересечении рассматриваемого контура рудного тела с третьей наклонной линией, точка 6 - на пересечении контура рудного тела со второй наклонной линией, точка 7 – на пересечении контура с линией отрыва блока от массива координатной сетки взрываеваемого блока. Характерные точки прямолинейного наружного контура второго рудного тела - точки 7,8 они располагаются на линии отрыва блока - первой наклонной линией координатной сетки взрываеваемого блока (рисунок 3.7а).

Характерные точки нижнего прямолинейного контура второго рудного тела точки 8,9,10. Точка 8 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока, точка 9 – на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 10 – на некотором расстоянии от второй наклонной линии координатной сетки взрываеваемого блока. Характерные точки прямолинейного внутреннего контура второго рудного тела - точки 4 и 10.

Характерные точки верхнего криволинейного контура третьего рудного тела точки 10-13. Точка 10 располагается на пересечении контура на некотором расстоянии от второй наклонной линии, точка 11 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 12 - на его пересечении с четвертой наклонной линией, точка 13 - на его пересечении с линией откоса уступа-пятой наклонной линией координатной сетки. Характерные точки прямолинейного наружного контура третьего рудного тела –13,14 они располагаются на линии откоса уступа.

Характерные точки нижнего контура третьего рудного тела 14-18. Точка 14 располагается на пересечении с линией откоса уступа – пятой наклонной линией, точка 15 –на пересечении контура с четвертой наклонной линией, точка 16 – на пересечении контура с третьей наклонной линией, точка 17 – на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 18 – на пересечении указанного контура на некотором расстоянии от второй наклонной линии координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.7а).

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров трех рудных тел в развале при однорядном взрывании. Как видно из рисунка 3.7 б в развале пород точка 1 располагается на поверхности отброшенной части развала на некотором расстоянии от четвертой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, точка 2 располагается на пересечении указанного контура с линией откоса уступа. Положения точек 3-5 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-5 в развале плавной кривой, получим контур первого рудного тела во взорванной массе.

Положения характерных точек 4-10 прямолинейного контура второго рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 4-10 плавной кривой, получим контур второго рудного тела в развале (рисунок 3.7 б).

Характерные точки прямолинейного контура третьего рудного тела являются точки 10-18. Точка 13 прямолинейного контура третьего рудного тела располагается в отброшенной части развала на пересечении контура рудного тела с линией откоса уступа. Точки 14-18 располагаются в отброшенной части развала – на подошве уступа. Положения точек 10-12 в развале определяют по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 10-18 плавной кривой, получим контур третьего рудного тела в развале (рисунок 3.7б).

Рассмотрим теперь взрываемый блок, состоящий из восьми рассредоточенных рудных тел при трехрядном скважин в уступе. Его модель представлена на рисинке 3.8.

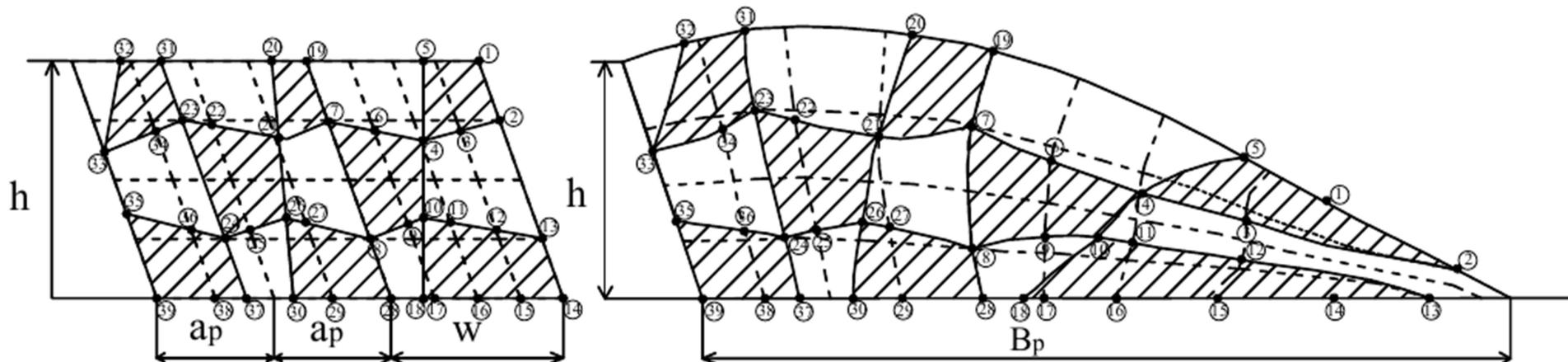


Рисунок 3.8 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «в» до и после взрыва при трехрядном взрывании на свободную поверхность

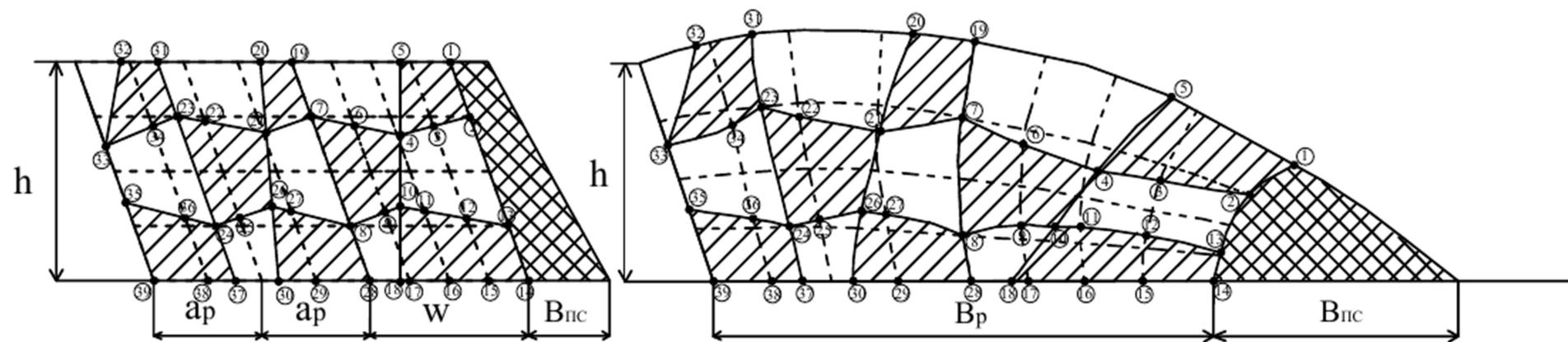


Рисунок 3.9 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «в» до и после взрыва при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Как видно из этого рисунка 3.8 а верхний контур первого рудного тела располагается на кровле уступа. Его характерные точки 1 и 5. Характерные точки наружной прямолинейного контура первого рудного тела – точки 1 и 2. Точки 1,2 располагаются на пересечении рассматриваемого контура с линией откоса уступа – девятой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока.

Характерные точки нижнего прямолинейного контура первого рудного тела – точки 2-4. Точка 2 располагается на пересечении указанного контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 3 – на пересечении указанного контура рудного тела с восьмой наклонной линией, точка 4 – на пересечении указанного контура рудного тела с седьмой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки внутреннего контура первого рудного тела – точки 4 и 5 (рисунок 3.8а).

Характерные точки верхнего прямолинейного контура второго рудного тела точки 4,6,7. Точка 4 располагается на пересечении рассматриваемого контура рудного тела с седьмой наклонной линией, точка 6 - на пересечении контура рудного тела с шестой наклонной линией, точка 7 – на пересечении контура с пятой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного левого контура второго рудного тела - точки 7,8 располагаются на пересечении контура с пятой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока.

Характерные точки нижнего прямолинейного контура второго рудного тела точки 8,9,10. Точка 8 располагается на пересечении указанного контура с пятой наклонной линией, точка 9 – на пересечении указанного контура с шестой наклонной линией, точка 10 – на некотором расстоянии от шестой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного правого контура второго рудного тела - точки 4 и 10 (рисунок 3.8а).

Характерные точки верхнего прямолинейного контура третьего рудного тела точки 10-13. Точка 10 располагается на пересечении контура на некотором расстоянии от шестой наклонной линии, точка 11 - на пересечении указанного контура с седьмой наклонной линией, точка 12 - на его пересечении с восьмой наклонной линией, точка 13 - на его пересечении с линией откоса уступа – девятой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного наружного контура третьего рудного тела – 13,14 они располагаются на линии откоса уступа - девятой наклонной линией координатной сетки. Характерные точки нижнего контура третьего рудного тела 14-18. Точка 14 располагается на пересечении с линией откоса уступа – девятой наклонной линией, точка 15 –на пересечении контура с восьмой наклонной линией, точка 16 – на пересечении контура с седьмой наклонной линией, точка 17 – на пересечении указанного контура с шестой наклонной линией, точка 18 – на пересечении указанного контура на

некотором расстоянии от шестой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока.

Верхний контур четвертого рудного тела располагается на кровле уступа. Его характерные точки 19,20. Характерные точки правого прямолинейного контура четвертого рудного тела – точки 19 и 7. Точка 7 располагается на пересечении рассматриваемого контура с пятой наклонной линией координатной сетки. Точка 19 располагается на кровле уступа (рисунке 3.8а).

Характерные точки нижнего прямолинейного контура четвертого рудного тела – точки 7 и 21. Точка 21 располагается на пересечении указанного контура рудного тела с четвертой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока.

Характерные точки правого прямолинейного контура пятого рудного тела – точки 20,21.

Характерные точки верхнего прямолинейного контура пятого рудного тела точки 21-23. Точка 21 располагается на пересечении указанного контура рудного тела с четвертой наклонной линией, точка 22 - на пересечении контура рудного тела с третьей наклонной линией, точка 23 – на пересечении контура между второй и третьей наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного левого контура пятого рудного тела - точки 23,24 они располагаются между второй и третьей наклонной линии координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.8а).

Характерные точки нижнего прямолинейного контура пятого рудного тела точки 24-26. Точка 24 располагается на пересечении указанного контура со второй горизонтальной линией, точка 25 – на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 26 – на некотором расстоянии от четвертой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного внутреннего контура второго рудного тела - точки 21 и 26.

Характерные точки верхнего прямолинейного контура шестого рудного тела точки 26-30. Точка 26 располагается на пересечении контура на некотором расстоянии от четвертой наклонной линии, точка 27 - на пересечении указанного контура с четвертой наклонной линией, точка 28 - на его пересечении с пятой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного правого контура шестого рудного тела – 8,29. Точка 8 располагается на пересечении контура с пятой наклонной линией, точка 29 располагается на подошве уступа координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного левого контура шестого рудного тела – 26,30. Характерные точки нижнего контура шестого рудного тела 28-30 располагаются на подошве уступа координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.8а).

Характерные точки верхнего прямолинейного контура седьмого рудного тела точки 31,32 расположены на кровле уступа. Характерные точки прямолинейного правого контура седьмого рудного тела – 31,23. Точка 23 располагается на пересечении контура между второй и третьей наклонной

линии координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного левого контура седьмого рудного тела – 32,33. Точка 33 располагается на пересечении контура с линией отрыва блока от массива-первой наклонной линии координатной сетки. Характерные точки нижнего прямолинейного контура седьмого рудного тела 33,34,23. Точка 34 располагается на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 23 на пересечении контура между второй и третьей наклонной линией координатной сетки взрываемого блока.

Характерные точки верхнего прямолинейного контура восьмого рудного тела точки 35,36,24. Точка 35 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока от массива - первой наклонной линией, точка 36 - на пересечении указанного контура со второй наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного правого контура восьмого рудного тела – 24 и 37. Точка 24 располагается на пересечении контура между второй и третьей наклонной линией координатной сетки взрываемого блока, точка 37 - на подошве уступа. Характерные точки прямолинейного левого контура восьмого рудного тела – 35,39 располагаются на линии отрыва блока от массива- первой наклонной линии координатной сетки. Характерные точки нижнего прямолинейного контура рудного тела 37-39 располагаются на подошве уступа (рисунок 3.8а).

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек криволинейных контуров восьми рассредоточенных рудных тел в развале при трехрядном КЗВ. Как видно из рисунка 3.8 б в развале пород точка 1 располагается на поверхности отброшенной части развала на некотором расстоянии от девятой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, точка 2 располагается на пересечении указанного контура с линией откоса уступа. Положения точек 3-5 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-5 в развале плавной кривой, получим контур первого рудного тела во взорванной массе.

Положения характерных точек 4-10 прямолинейного контура второго рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 4-10 плавной кривой, получим контур второго рудного тела в развале (рисунок 3.8б).

Характерные точки прямолинейного контура третьего рудного тела являются точки 10-18. Точка 13 прямолинейного контура третьего рудного тела располагается в отброшенной части развала на пересечении контура рудного тела с линией откоса уступа. Точки 14,15 располагаются в отброшенной части развала – на подошве уступа. Положения точек 10-12 в развале определяют по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 10-18 плавной кривой, получим контур третьего рудного тела в развале (рисунок 3.8б).

Положения характерных точек 19-21 прямолинейного контура четвертого рудного тела в развале определяются по их координатам в

координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 19-21 плавной кривой, получим контур четвертого рудного тела в развале.

Характерные точки прямолинейного контура пятого рудного тела являются точки 21-26. Положения точек 21-26 в развале определяют по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 21-26 плавной кривой, получим контур пятого рудного тела в развале (рисунок 3.8б).

Положения характерных точек 26-30 прямолинейного контура шестого рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 26-30 плавной кривой, получим контур шестого рудного тела в развале.

Характерные точки прямолинейного контура седьмого рудного тела являются точки 31-34. Положения точек 31-34 в развале определяют по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 31-34 плавной кривой, получим контур седьмого рудного тела в развале (рисунок 3.8б).

Положения характерных точек 35-39 прямолинейного контура восьмого рудного тела в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 35-39 плавной кривой, получим контур восьмого рудного тела в развале.

В итоге имеем ясную картину размещения рудных тел сложноструктурного блока "в" в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность. Их геометрические размеры определяются с использованием программы Автокад.

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров восьми рудных тел в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Расположение всех точек в массиве такое же, как и при трехрядном КЗВ на свободную поверхность, а их размещение в развале при различных способах взрывания существенно отличается друг от друга.

Как видно из рисунка 3.9 б точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от девятой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, которая совмещается с внутренним контуром подпорной стенки. Положения остальных точек рудных тел также устанавливаются по их координатам в координатной сетки взорванного блока.

Таким образом, устанавливаются размещение рудных тел в развале взорванной горной массы при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

В случае криволинейных контактов, взрываемый блок, состоящий из трех рассредоточенных рудных тел при однорядном расположении скважин в уступе представлен на рисунке 3.10 а.

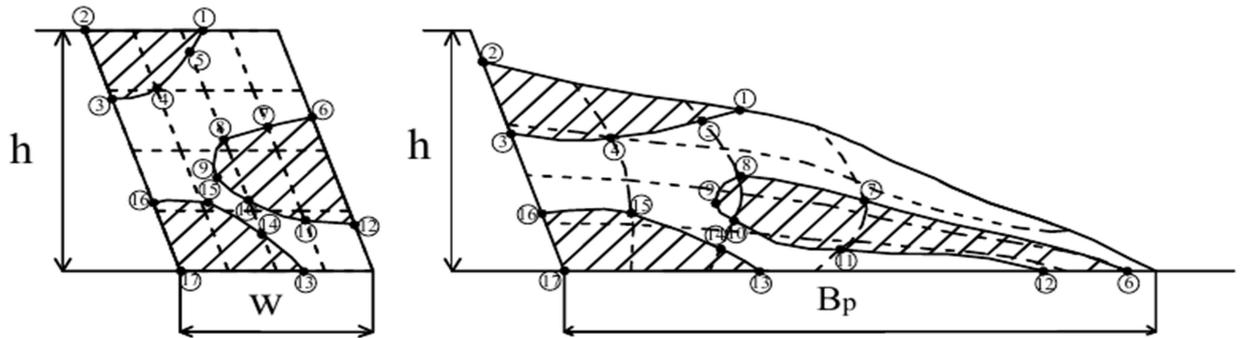


Рисунок 3.10 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «г» до и после взрыва при однорядном взрывании

Характерные точки верхнего контура первого рудного тела 1 и 2 располагаются на кровле уступа. Характерные точки прямолинейного контура первого рудного тела - точки 2,3 располагаются на линии отрыва блока от массива (рисунок 3.10а).

Характерные точки внутреннего дугообразного контура первого рудного тела - точки 1,3-5. Точка 3 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока от массива - первой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока. Точка 4 располагается на пересечении указанного контура со второй наклонной линией, точка 5 - на пересечении контура с третьей наклонной линией координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.10а).

Характерные точки дугообразного контура второго рудного тела точки 6-12. Точка 6 располагается на пересечении рассматриваемого контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 7 - на пересечении контура рудного тела с четвертой наклонной линией координатной сетки, точка 8 - на его пересечении контура с третьей наклонной линией, точка 9 - в центре шестого квадранта, точка 10 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 11 - на пересечении контура с четвертой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока, точка 12 - на пересечении контура с линией откоса уступа. Характерные точки прямолинейного контура второго рудного тела - точки 6 и 12 располагаются на линии откоса уступа (рисунок 3.10а).

Характерные точки дугообразного контура третьего рудного тела точки 13-16. Точка 13 располагается на подошве уступа, точка 14 - на пересечении указанного контура с третьей наклонной линией, точка 15 - на его пересечении со второй наклонной линией, точка 16 - на его пересечении с линией отрыва блока от массива - первой наклонной линией координатной сетки взрываемого блока. Характерные точки прямолинейного контура третьего рудного тела - 16,17 располагаются на линии отрыва блока от массива. Характерные точки нижнего контура третьего рудного тела 13 и 17 расположены на подошве уступа.

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров трех рудных тел в развале при однорядном взрывании. Как видно из

рисунка 3.10 б в развале пород точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от третьей наклонной линии координатной сетки взорванного блока, точка 2 располагается на пересечении указанного контура с линией отрыва блока. Положения точек 3-5 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-5, 4,3 в развале плавной кривой, получим дугообразный контур первого рудного тела во взорванной массе (рисунок 3.10 б).

Характерные точки 6,12 дугообразного контура второго рудного тела располагаются в отброшенной части развала на пересечении контура рудного тела с линией откоса уступа – на подошве уступа. Положения точек 7-11 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 6-12 плавной кривой, получим дугообразный контур второго рудного тела в развале следовательно, его размещение во взорванном состоянии (рисунок 3.10 б).

Характерными точками дугообразного контура третьего рудного тела являются точки 13-16. Точки 13,17 дугообразного контура второго рудного тела располагаются в основной части развала на пересечении контура рудного тела с линией откоса уступа – на подошве уступа. Положения точек 14-16 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя найденные положения характерных точек 13-16 плавной кривой, получим дугообразный контур третьего рудного тела в развале, его положение во взорванном состоянии (рисунок 3.10б).

Рассмотрим теперь взрывааемый блок, состоящий из четырех рудных тел при трехрядном расположении скважин в уступе. Он представлен на рисунке 3.11 а.

Характерные точки верхнего контура первого рудного тела 1 и 2 располагаются на кровле уступа.

Характерные точки дугообразного контура первого рудного тела - точки 2-7. Точка 3 располагается на пересечении контура с четвертой наклонной линией, точка 4 - на пересечении контура с четвертой горизонтальной линией координатной сетки, точка 5- на пересечении контура пятой наклонной линией, точка 6 - на пересечении указанного контура с шестой наклонной линией, точка 7 - на пересечении указанного контура с седьмой наклонной линией координатной сетки взрывааемого блока (рисунок 3.11а).

Характерные точки дугообразного контура второго рудного тела точки 8-14. Точка 8 располагается на пересечении контура рудного тела с линией откоса уступа, точка 9 - на пересечении указанного контура рудного тела с восьмой наклонной линией, точка 10 - на пересечении контура рудного тела с седьмой наклонной линией, точка 11 - на некотором расстоянии от седьмой наклонной линии, точка 12 - на пересечении контура рудного тела с седьмой наклонной линией, точка 13 - на пересечении контура рудного тела с восьмой наклонной линией, точка 14 - на пересечении контура с линией откоса

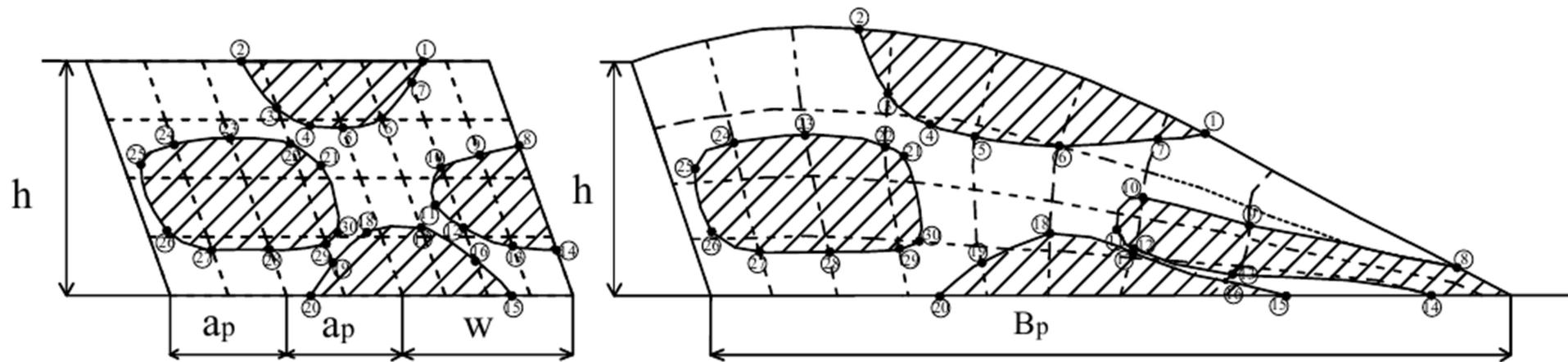


Рисунок 3.11 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «Г» до и после взрыва при трехрядном взрывании на свободную поверхность

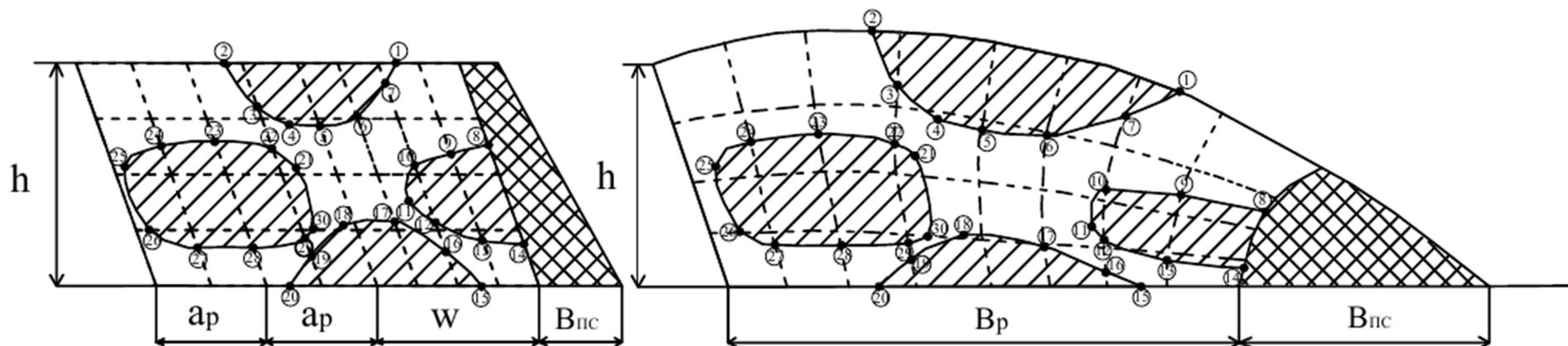


Рисунок 3.12 - Геометрическая модель сложноструктурного блока «Г» до и после взрыва при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

уступа. Характерные точки прямолинейного контура второго рудного тела – точки 8 и 14. Они располагаются на линии откоса уступа координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.11а).

Характерные точки дугообразного контура третьего рудного тела точки 15-20. Точки нижнего контура 15 и 20 расположены на подошве уступа, точка 16 - на пересечении контура с седьмой наклонной линией, точка 17 – на пересечении контура с шестой наклонной линией, точка 18 – на пересечении контура с пятой наклонной линией, точка 19 – на пересечении контура с четвертой наклонной линией, точка 20 - на подошве уступа координатной сетки взрываемого блока (рисунок 3.11а).

Характерные точки круглого контура четвертого рудного тела точки 21-30. Точка 21 располагается на некотором расстоянии от четвертой наклонной линии, точка 22 - на пересечении контура рудного тела с четвертой наклонной линией, точка 23 - на пересечении контура рудного тела с третьей наклонной линией, точка 24 - на пересечении контура рудного тела со второй наклонной линией, точка 25 - на некотором расстоянии от второй наклонной линии координатной сетки выше третьей горизонтальной линии, точка 26 - на некотором расстоянии от второй наклонной линии на пересечении второй горизонтальной линии, точка 27 - на пересечении контура рудного тела со второй наклонной линией, точка 28 - на пересечении контура рудного тела с третьей наклонной линией, точка 29 - на пересечении контура рудного тела с четвертой наклонной линией, точка 30- на некотором расстоянии от четвертой наклонной линии координатной сетки взрываемого блока.

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров четырех рудных тел в развале при трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ). Как видно из рисунка 3.11 б, в развале пород точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от седьмой наклонной линии координатной сетки взорванного блока. Положения точек 2-7 в развале определяют по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-7 в развале плавной кривой, получим дугообразный контур первого рудного тела во взорванной горной массе.

Положения характерных точек 8-14 дугообразного контура второго рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. При этом точки 8,14 располагаются в отброшенной части развала – на подошве уступа. Соединяя точки 8-14 плавной кривой, получим дугообразный контур второго рудного тела во взорванной горной массе (рисунок 3.11б).

Расположение характерных точек 15-20 дугообразного контура третьего рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки взорванного блока. Точки 15,20 располагаются на подошве уступа. Соединяя точки 15-20 в развале, получим дугообразный контур третьего рудного тела во взорванной горной массе (рисунок 3.11б).

Положения характерных точек 21-30 дугообразного контура четвертого рудного тела также устанавливаются с помощью координатной сетки

взорванного блока. Соединяя точки 21-30 в развале, получим дугообразный контур четвертого рудного тела во взорванной горной массе.

В итоге имеем ясную картину размещения рудных тел в развале при трехрядном КЗВ сложноструктурного блока (рисунок 3.11б).

Найдем теперь расположения указанных выше характерных точек контуров двух рудных тел в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Расположение всех точек в массиве такое же как и при трехрядном КЗВ на свободную поверхность, а их размещение в развале при различных способах взрывания существенно отличается друг от друга. Как видно из рисунка 3.12 б. точка 1 располагается на поверхности развала на некотором расстоянии от седьмой наклонной линии координатной сетки взорванного блока. Положения точек 2-7 в развале определяются по их координатам в координатной сетке взорванного блока. Соединяя точки 1-7 в развале плавной кривой, получим дугообразный контур первого рудного тела во взорванной горной массе (рисунок 3.12б).

Характерная точка дугообразного второго рудного тела точка 8 располагается на пересечении его контура с девятой наклонной линии координатной сетки взорванного блока, которая совпадает с внутренним контуром подпорной стенки. Расположение точек 9-14 устанавливается по координатной сетке взорванного блока. Таким образом, полностью определяется расположение контура второго рудного тела в развале взорванной горной массы (рисунок 3.12 б).

Остальные точки третьего и четвертого дугообразных рудных тел устанавливается по координатной сетке взорванного блока. Таким образом, полностью определяется расположение контура в развале взорванной горной массы.

3.3 Определение горно-геологических характеристик сложноструктурных блоков

По разработанной методике, приведенной в главе 3.1 и 3.2, можно установить горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков после взрыва, т.е. коэффициент рудонасыщенности и показатель сложности строения блока в развале взорванных пород.

Схемы расположения отдельных слоев (включений) руды и породы в развале при однорядном, трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) на свободную поверхность и с подпорной стенкой для сложноструктурных блоков из сплошных рудных тел «а», «б» приведены на рисунке 3.13, для сложноструктурных блоков из рассредоточенных рудных тел «в», «г» - на рисунке 3.14. На схемах пунктирными линиями обозначены координатные сетки взрываемого и взорванного блока. По приведенной выше методике графическим методом были найдены контуры отдельных рудных тел и их

конфигурации в развале пород, т.е. длины контурных линий l'_1, l'_2, \dots, l'_n и площади рудных тел S'_1, S'_2, \dots, S'_n после взрыва. Они вычислялись на компьютере с использованием программы Auto CAD. Параметры расположения зарядов: высота уступа $h=15,0$ м, линия сопротивления по подошве уступа $W=11,0$ м, расстояние между скважинами $a=7,5$ м, между рядами скважин $a_p = 7,5$ м длина перебура $l_n = 2,0$ м, длина забойки $l_s = 7,0$ м масса скважинного заряда $Q=450$ кг, время замедления зарядов между рядами скважин $\tau = 25$ м/с. Ширина отброшенной части развала $23,0$ м. Ширина подпорной стенки по верху $B_{nc} = 3,0$ м, по низу $B_{nc} = 5,0$ м. Ширина подпорной стенки по низу входит в состав ширины отброшенной части развала. Удельный расход ВВ при однорядном взрывании $q = 0,364$ кг/м³, многорядном взрывании $q = 0,462$ кг/м³. Их численные значения в масштабе $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_s = 1:140625$ (площадной) приведены в табл. 2.2.

На этих схемах (рисунок 3.13 и 3.14) измерялись площади рассматриваемого сечения сложноструктурного блока, площади сечения рудного включения на данном разрезе блока и длины контактных линий для каждого элемента.

Вычисленные таким образом значения $\sum S'_{бл}$ для каждого блока при однорядном, трехрядном КЗВ на сводную поверхность и на подпорную стенку приведены в таблица 3.1.

На рисунке 3.13 а расположен взрываемый блок при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и с подпорной стенкой, сложенный из двух сплошных рудных тел с прямолинейными контактами. Для начало нужно определить $S'_{бл}$ площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока в развале. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 .

Далее по найденным площадям и длинам вычисляем коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

Коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$), вычисляется по формуле

$$k'_{рн} = \sum S_i / S_б \quad (3.1)$$

где S_i - площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока; $S_б$ - площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока в развале.

Соотношение между геометрическими размерами рудных включений и характеризует степень сложности структуры блока.

Этот признак может быть оценен коэффициентом сложности геолого-морфологического строения блока $k'_{сл}$, определяемым для рассматриваемого разреза в зависимости:

$$k'_{сл} = \sum l_i / \sum S_i \quad (3.2)$$

где l_i - длина контактных линий i -го рудного включения с вмещающими породами на данном разрезе; S_i - площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока в развале.

На рисунке 3.13 б расположен взрываемый блок при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и с подпорной стенкой, сложенный из двух сплошных рудных тел с криволинейными контактами. Для начала нужно определить $S'_{бл}$ площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 . Далее по найденным площадям и длинам вычисляем по формулам (3.1) и (3.2) коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

На рисунке 3.14 в расположен взрываемый блок при однорядном взрывании, сложенный из трехрассредоточенных рудных тел с прямолинейными контактами. Для начала нужно определить $S'_{бл}$ площадь рассматриваемого сечения сложно-структурного блока. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 . Для третьего рудного тела площадь S'_3 и длину контактов l'_3 . Далее по найденным площадям и длинам вычисляем по формулам (3.1) и (3.2) коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

Взрываемый блок при трехрядном КЗВ на свободную поверхность и на подпорную стенку сложен из восьми рассредоточенных рудных тел. Для начала нужно определить $S'_{бл}$ площадь рассматриваемого сечения сложно-структурного блока. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 . Для третьего рудного тела площадь S'_3 и длину контактов l'_3 . Для четвертого рудного тела площадь S'_4 и длину контактов l'_4 . Для пятого рудного тела площадь S'_5 и длину контактов l'_5 . Для шестого рудного тела площадь S'_6 и длину контактов l'_6 . Для седьмого рудного тела площадь S'_7 и длину контактов l'_7 . Для восьмого рудного тела площадь S'_8 и длину контактов l'_8 .

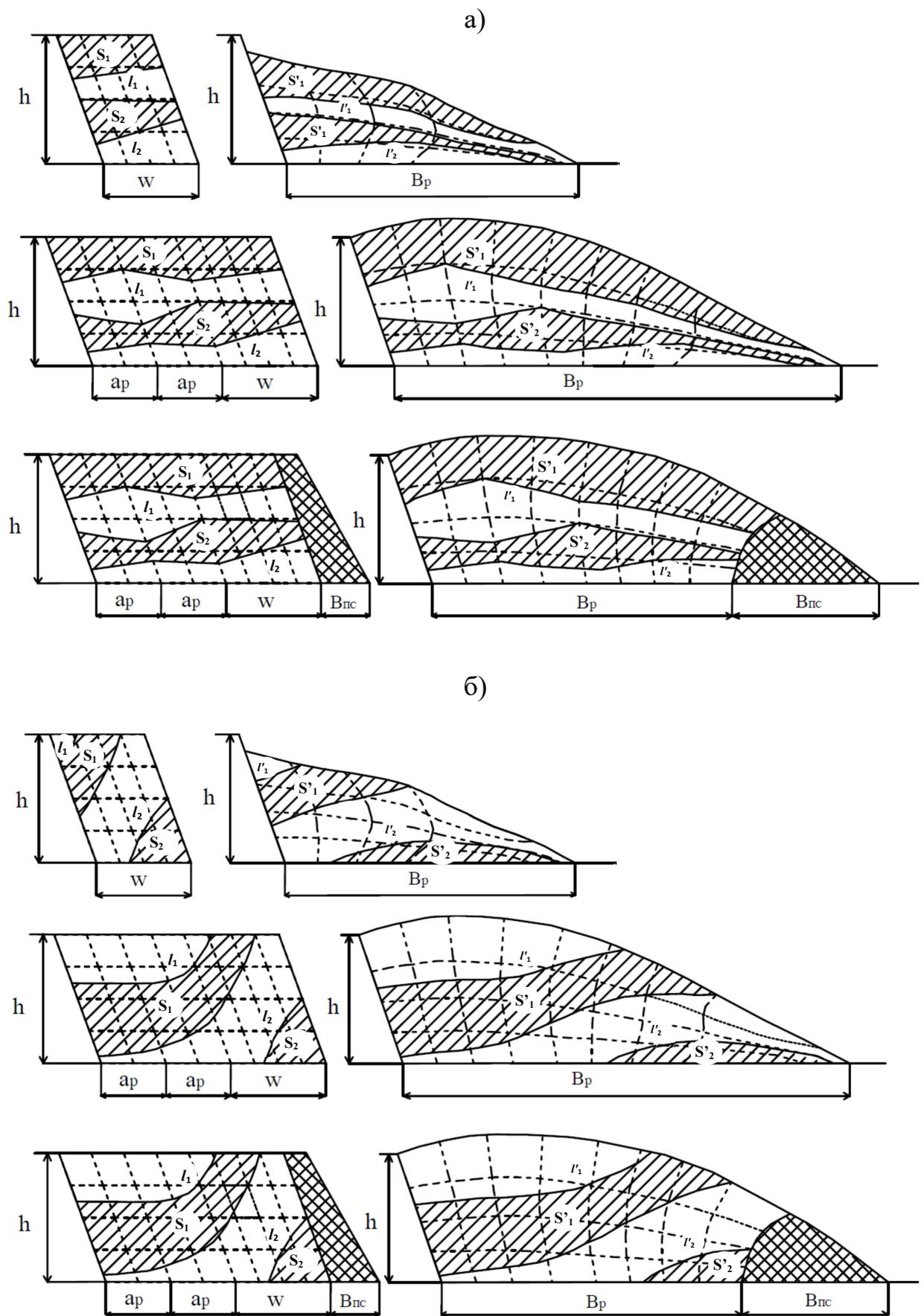


Рисунок 3.13 - Расположение отдельных видов пород сложноструктурных блоков «а», «б» в уступе и развале

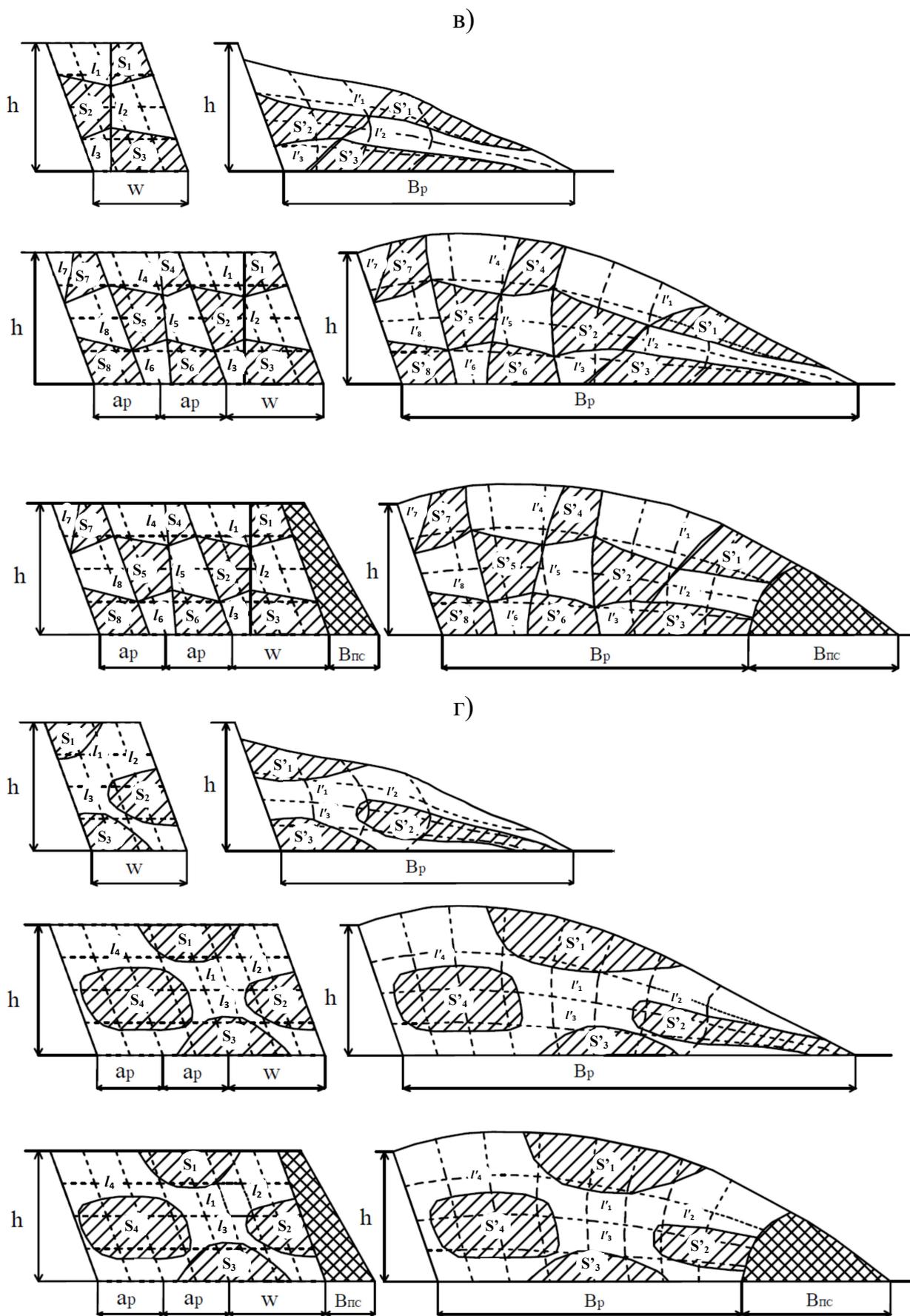


Рисунок 3.14 - Расположение отдельных видов пород сложноструктурных блоков «в», «г» в уступе и развале

Таблица 3.1- Технологические характеристики сложноструктурных блоков в развале

Параметры	Блоки			
	а	б	в	г
При однорядном взрывании				
$S'_{\text{бл}}$	1893,44			
$S'_p (l'_p)$	695,157(162,1)	930,615(37,5)	756,249(86,17)	867,131(132,81)
l'_p / S'_p	0,23	0,04	0,11	0,15
$S'_1(l'_1)$	40,317	366,798	318,592	222,923
$S'_2(l'_2)$	654,84	300,520	437,657	388,194
$S'_3(l'_3)$		263,297		256,014
$k'_{\text{рн}}$	0,36	0,47	0,39	0,45
$k'_{\text{сл}}$	0,23	0,04	0,11	0,15
При трехрядном КЗВ на свободную поверхность				
$S'_{\text{бл}}$	4041,915			
$S'_p (l'_p)$	2507,6(265,25)	2136,66(115,49)	1923,35(146,85)	2011,69(292,02)
l'_p / S'_p	0,10	0,05	0,07	0,14
$S'_2(l'_2)$	1608,67	353,547	1599,955	674,183
$S'_3 (l'_3)$		308,895		637,957
$S_4(l'_4)$		223,597		460,037
$S_5(l'_5)$		203,518		
$S_6(l'_6)$		234,772		
$S_7(l'_7)$		201,636		
$S_8(l'_8)$		217,412		
$k'_{\text{рн}}$	0,61	0,48	0,47	0,49
$k'_{\text{сл}}$	0,10	0,05	0,07	0,14
При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой				
$S'_{\text{бл}}$	3824,052			
$S'_p (l'_p)$	2599,89(203,3)	2148,05(115,3)	1841,38(110,21)	1890,23(286,57)
l'_p / S'_p	0,07	0,05	0,06	0,15
$S'_1 (l'_1)$	825,669	288,721	218,136	266,852
$S'_2 (l'_2)$	1774,227	339,779	1623,249	672,043
$S'_3 (l'_3)$		337,445		633,784
$S_4(l'_4)$		227,485		317,555
$S_5(l'_5)$		318,855		
$S_6(l'_6)$		218,620		
$S_7(l'_7)$		201,081		
$S_8(l'_8)$		216,067		
$k'_{\text{рн}}$	0,67	0,54	0,48	0,49
$k'_{\text{сл}}$	0,07	0,05	0,06	0,15

Далее по найденным площадям и длинам вычисляем по формулам (3.1) и (3.2) коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

На рисунке 3.14 г расположен взрываваемый блок при однорядном взрывании, сложенный из трех рассредоточенных рудных тел с криволинейными контактами. Для начала нужно определить $S'_{6л}$ площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 . Для третьего рудного тела площадь S'_3 и длину контактов l'_3 . Далее по найденным площадям и длинам вычисляем по формулам (3.1) и (3.2) коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

Взрываемый блок при трехрядном КЗВ на свободную поверхность и на подпорную стенку сложен из четырех рассредоточенных рудных тел представлен на рисунке 3.14 в,г. Для начала нужно определить $S'_{6л}$ площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока. Определяем для первого рудного тела площадь в развале S'_1 и длину контактов l'_1 . Для второго рудного тела площадь S'_2 и длину контактов l'_2 . Для третьего рудного тела площадь S'_3 и длину контактов l'_3 . Для четвертого рудного тела площадь S'_4 и длину контактов l'_4 . Далее по найденным площадям и длинам вычисляем по формулам (3.1) и (3.2) коэффициент рудонасыщенности блока ($k'_{рн}$) и показатель сложности строения блока ($k'_{сл}$).

Численные значения технологических характеристик строения сложноструктурных блоков в развале сведены в таблицу 3.1.

Из анализа данных табл. 3.1 видно, что рассматриваемые разнородные блоки всех типов представляются умеренно рудонасыщенными ($k'_{рн}=0,45-0,67$) и сложноструктурными ($k'_{сл}=0,05-0,23$).

Предлагаемый критерий сложности геолого-морфологического строения блока $k'_{сл}$ служит основанием для принятия решения о селективной выемке разнородных включений и назначения параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выемки руд из сложных блоков [77].

Отрадно отметить, что разработанная нами методика определения размещения руд сложноструктурных блоков в развале с дальнейшим усовершенствованием использована в работах [59-63].

Выводы по главе 3:

1. Разработана методика определения размещения элементов сложноструктурных блоков первого и второго типа в развале взорванных пород. Она основана на использовании координатных сеток взрываемого и взорванного блока. Методика дает хорошие результаты при контактных линиях различной кривизны и разнообразной формы рудных тел.

2. Разработанная методика установления горно-геологических характеристик сложноструктурных блоков после взрыва. Она позволяет

расчитать площади отдельных элементов блока и их оконтуривающих линий в развале взорванных пород с использованием программы Автокад. На их основе определяются коэффициент рудонасыщенности и показатель сложности строения блока после взрыва.

3. Указанные методики будут положены в основу прогнозирования методов управления количественными и качественными показателями потерь при разработке сложноструктурных месторождений.

4 ТЕСТИРОВАНИЕ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ БЛОКОВ

4.1 Определение показателей сложности строения и отработки разнородных забоев

Анализ взаимного размещения полезного ископаемого и пустых пород в развале, а также возможности их отдельной экскавации показывает, что в качестве характеристики сложности строения и отработки разнородных рудных забоев могут быть рассмотрены следующие показатели [27]:

1. Показатель степени перемешиваемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва:

$$\Phi_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S'_{pj}}, \quad t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i}, \quad (4.1)$$

где t_1 — мощность породного слоя в развале, попадающего в руду, или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрывания; l'_i — длина i -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном разрезе развала; S'_{pj} — площадь j -го рудного тела в данном разрезе развала; k_p — коэффициент разрыхления; t — мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнородных пород при взрыве, для обычных условий взрывания $t \approx 0,15$ м; l_i — длина i -го контакта в разрезе массива.

2. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшем экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами ковша экскаватора согласно выражению

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}}. \quad (4.2)$$

Здесь b_k — ширина ковша экскаватора, обычно $b_k = 1,07 \sqrt[3]{E}$, β_i — угол наклона элементарного контакта в развале; h'_i — разность ординат вершин треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, где $\alpha = \beta$, $\beta = 0$, $\Phi_2 = 0$ (α — угол устойчивого откоса забоя).

Нетрудно заметить, что второй показатель включает в себя первый и для всех рассмотренных случаев $\Phi_2 > \Phi_1$. Следовательно, роль механического перемешивания разнородных пород под действием взрыва в формировании потерь и разубоживания не так уж велика, как это считалось до настоящего времени. Перемешивание отмечается в «оконтуривающих» слоях взрываемого блока, мощность которых в обычных условиях не превышает 2,0–2,5 м.

Как показывает опыт, показатели Φ_1 и Φ_2 входят в фактический объем

потерь и перемешиваемости на контакте руды с породой, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшом экскаватора и самообрушением разных видов пород из верхней части экскавируемого слоя. Этот объем может быть определен из рассматриваемых разрезов развала пород путем непосредственных измерений.

В результате общий показатель потерь представляется отношением суммарной площади рудных тел, попадающей в породу к площади рассматриваемого рудного тела. Он определяется из соотношения:

$$\Phi_{\pi} = \frac{\sum S'_{kn}}{\sum S'_{pj}}, \quad (4.3),$$

где S'_{kn} - площадь k -го участка руды в развале, попадающая в породу; S'_{pj} - площадь j -го вынимаемого рудного слоя из развала.

Общий показатель разубоживания представляется отношением суммарной площади пустых пород, попадающей в рудную массу к площади рассматриваемого рудного тела. Он определяется из соотношения:

$$\Phi_{p} = \frac{\sum S'_{kp}}{\sum S'_{pj}}, \quad (4.4)$$

где S'_{kp} - площадь k -го участка породы в развале, попадающая в руду.

Значения S'_{kn} и S'_{kp} определяются для каждой экскаваторной заходки отдельно, только затем суммируются для блока в целом. При этом развалы пород (рисунок 4.1-4.12) разбиваются на экскаваторные заходки, ширина которых зависит от сложности структуры забоя. При анализе вопроса максимальное число заходов принято для блока «в» ($N=8$) при трехрядном взрывании, минимальное ($N=3$) – при однорядном взрывании блоков. В свою очередь, экскаваторные ленты по высоте разбиваются на 2-4 слоя. Исходя из этих схем (рисунок 4.1-4.12), измеряются площади S'_{kn} , S'_{kp} для каждой ячейки. Вычисленные таким образом значения $\sum S'_{kn}$ и $\sum S'_{kp}$ для каждого блока при однорядном (I), трехрядном КЗВ на сводную поверхность (II) и на подпорную стенку (III) сводятся в таблицу. Найденные по формулам (4.3), (4.4) значения показателей потерь и разубоживания также заносятся в эту таблицу.

Для реализации принятого подхода рассмотрим взрываемый блок, состоящий из двух сплошных рудных тел с прямолинейными контурами. Характеристики блока "а" в массиве и забое $M_1=1:375$ (линейный), $M_s=1:14062$: (площадной) в масштабе при однорядном расположении скважин (см.рис 4.1): $h=15$ м, $a=7,5$ м, $W=11$ м, $S'_{\text{бл}}=1893,44$ мм², $l_1'=84,21$ мм, $l_2'=77,98$ мм, $S_1'=654,84$ мм², $S_2'=409,317$ мм², $\sum S'=1064,157$ мм², $k'_{\text{сл}}=0,15$; $k'_{\text{рн}}=0,56$.

Исходя из внутренней структуры развала забой можно отработать тремя заходками шириной по 11,0 м. Первая заходка отгружается селективно:

верхний слой экскавируется как руда, при этом разубоживание составляет $S_{1p} = 31,83 \text{ мм}^2$; нижний слой отгружается как порода, потери при этом равны $S_{1n} = 50,04 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 52,51 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, при этом потери равны $S_{2n} = 21,55 \text{ мм}^2$, $S_{3n} = 10839 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{4n} = 1637 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{3p} = 22,20 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{4p} = 9,39 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, при этом потери равны $S_{5n} = 2856 \text{ мм}^2$.

В целом по описанной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 224,91 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 115,93 \text{ мм}^2$.

По формулам (4.3), (4.4) коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,21$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,10$.

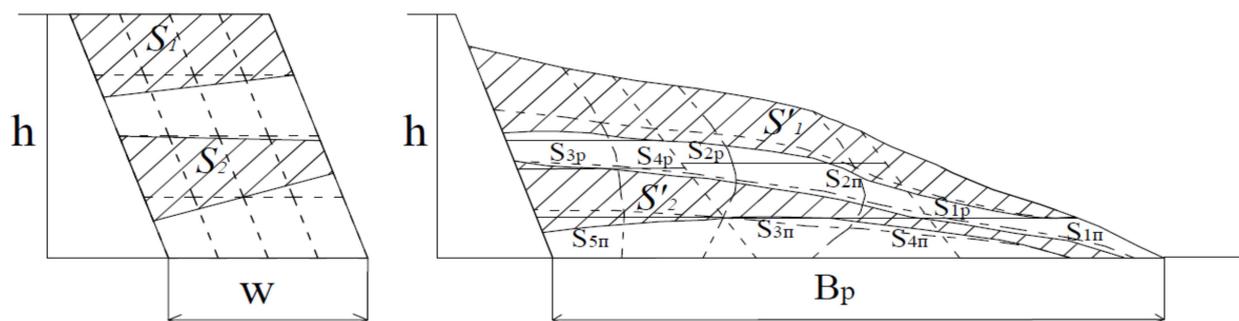


Рисунок 4.1 - Расположение взрываемого блока "а", состоящего из двух сплошных рудных тел с прямолинейными контурами при однорядном взрывании

Характеристики забоя блока "а" при трехрядном взрывании на свободную поверхность (см. рис 4.2): $S'_{бл} = 4041,915 \text{ мм}^2$, $l_1' = 137,38 \text{ мм}$, $l_2' = 127,87 \text{ мм}$, $S_1' = 1608,67 \text{ мм}^2$, $S_2' = 898,93 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 2507,6 \text{ мм}^2$, $k'_{сл} = 0,10$; $k'_{рн} = 0,61$.

Забой можно обработать пятью заходками шириной по 13,0 м. В отдельных случаях используются узкие заходки шириной 6,5 м.

Верхний слой первой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{1p} = 32,93 \text{ мм}^2$, а потери составят $S_{1n} = 1482 \text{ мм}^2$. Нижний слой экскавируется как порода, потери составят $S_{2n} = 7035 \text{ мм}^2$. Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание равно $S_{2p} = 27,13 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, потери составят $S_{3n} = 7,22 \text{ мм}^2$. Нижний

слой этой заходки экскавируется как порода, потери составляют $S_{4n} = 53,08 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 9,08 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{4p} = 10,64 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{6n} = 6,40 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{5p} = 24,68 \text{ мм}^2$. Нижний слой третьей заходки отгружается как порода, при этом потери равны $S_{7n} = 7,03 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{6p} = 49,89 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{8n} = 30,32 \text{ мм}^2$, $S_{9n} = 54,24 \text{ мм}^2$. Третий слой отгружается как руда. Нижний слой четвертой заходки отгружается как порода, при этом потери составят $S_{10n} = 23,79 \text{ мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{7p} = 31,17 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{11n} = 11,40 \text{ мм}^2$. Третий слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{8p} = 25,05 \text{ мм}^2$. Нижний слой пятой заходки отгружается как порода, при этом потери составят $S_{12n} = 37,88 \text{ мм}^2$.

В целом по описанной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 167,98 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 145,27 \text{ мм}^2$. По формулам (4.3), (4.4) коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,16$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,09$.

Характеристики забоя блока "а" при трехрядном взрывании с подпорной стеной (см. рис 4.3): $h=15 \text{ м}$, $a=7,5 \text{ м}$, $W=11 \text{ м}$, $S'_{бл} = 3824,052 \text{ мм}^2$, $l_1' = 107,30 \text{ мм}$, $l_2' = 96,03 \text{ мм}$, $S_1' = 1774,227 \text{ мм}^2$, $S_2' = 825,669 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 2599,89 \text{ мм}^2$, $k'_{ст} = 0,07$; $k'_{рн} = 0,67$.

Забой можно обработать четырьмя заходками шириной по 13,0 м. Верхний слой руда первой заходки, при этом разубоживание составляет $S_{1p} = 12,59 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается в отвал.

Верхний слой второй заходки экскавируется как руда, разубоживание составляет $S_{2p} = 37,37 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{1n} = 18,54 \text{ мм}^2$, $S_{2n} = 9,46 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание равно $S_{3p} = 43,98 \text{ мм}^2$. Нижний слой второй заходки отгружается как порода, при этом потери равно $S_{3n} = 4,27 \text{ мм}^2$.

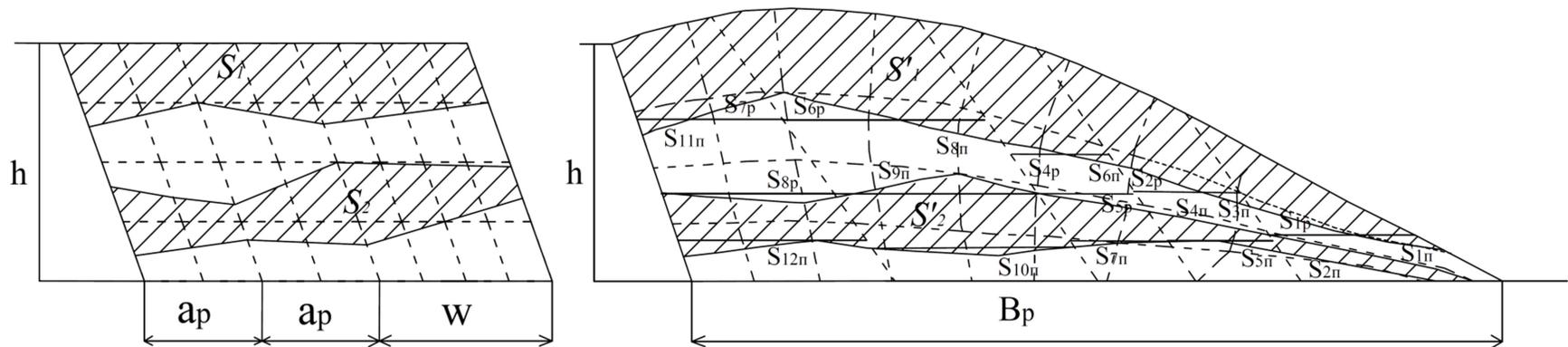


Рисунок 4.2 - Расположение взрываемого блока "а", состоящего из двух сплошных рудных тел с прямолинейными контурами при трехрядном взрывании на свободную поверхность

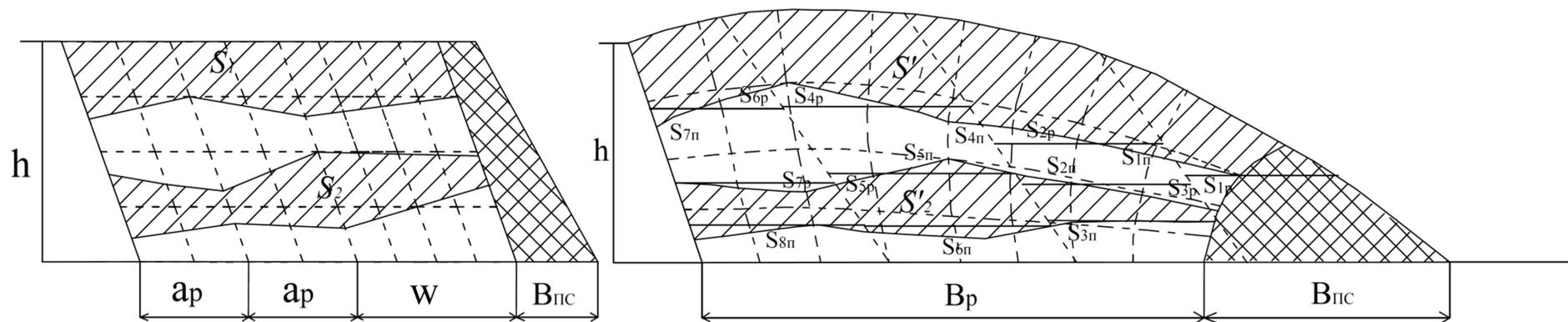


Рисунок 4.3 - Расположение взрываемого блока "а", состоящего из двух сплошных рудных тел с прямолинейными контурами при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{4p} = 54,50 \text{ мм}^2$. Второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{4n} = 26,54 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 30,85 \text{ мм}^2$. Третий слой отгружается как руда, разубоживание равно $S_{5p} = 10,72 \text{ мм}^2$. Нижний слой третьей заходки отгружается как порода, при этом потери равно $S_{6n} = 51,74 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{6p} = 31,30 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{7n} = 12,66 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание равно $S_{7p} = 26,39 \text{ мм}^2$. Нижний слой четвертой заходки отгружается как порода, при этом потери равно $S_{8n} = 35,54 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии обработки забоя по формулам (4.3), (4.4) потери составляют $\sum S'_n = 189,6 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 216,85 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_n = 0,15$, коэффициент разубоживания – $\Phi_p = 0,08$.

Рассмотрим теперь взрываемый блок, состоящий из двух сплошных рудных тел с криволинейными контурами. Характеристики блока "б" в массиве и забое $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_s = 1:140625$ (площадной) в масштабе при однорядном расположении скважин (рисунок 4.4): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 11 \text{ м}$, $S'_{\text{бл}} = 1893,44 \text{ мм}^2$, $l_1' = 15,01 \text{ мм}$, $l_2' = 71,56 \text{ мм}$, $S_1' = 437,657 \text{ мм}^2$, $S_2' = 318,592 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 756,249 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,11$; $k'_{\text{рн}} = 0,39$.

Забой предлагается обработать тремя заходками шириной по 11,0 м. Первая заходка отгружается селективно: верхний слой как порода, нижний слой как руда, разубоживание при этом равно $S_{1p} = 57,26 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 39,40 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, при этом потери равны $S_{1n} = 7,11 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{3p} = 16,77 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда. Разубоживание составляет $S_{4p} = 75,13 \text{ мм}^2$, $S_{5p} = 29,83 \text{ мм}^2$. Нижний слой отгружается как порода, потери составляют $S_{2n} = 17,66 \text{ мм}^2$, $S_{3n} = 37,08 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии обработки забоя по формулам (4.3), (4.4) потери составляют $\sum S'_n = 61,85 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 218,39 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_n = 0,08$, коэффициент разубоживания – $\Phi_p = 0,29$.

Характеристики забоя блока "б" при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.5): $S'_{\text{бл}} = 4041,915 \text{ мм}^2$, $l_1' = 77,12 \text{ мм}$, $l_2' = 69,73 \text{ мм}$, $S_1' = 1599,955 \text{ мм}^2$, $S_2' = 323,405 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 1923,35 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,07$; $k'_{\text{рн}} = 0,47$.

Забой можно обработать четырьмя заходками шириной по 13,0 м. Верхний слой первой заходки отгружается как порода, потери составляет $S_{1n} = 2896 \text{ мм}^2$. Нижний слой экскавируется как руда, разубоживание составит $S_{1p} = 73,34 \text{ мм}^2$.

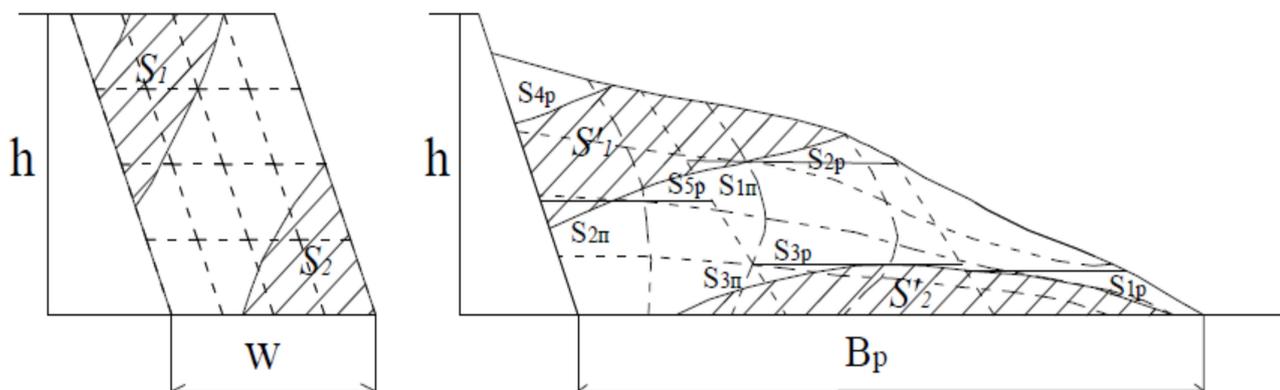


Рисунок 4.4 - Расположение взрываемого блока "б", состоящего из двух сплошных рудных тел с криволинейными контурами при однорядном взрывании

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 184,15 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, потери составят $S_{2n} = 3496 \text{ мм}^2$. Нижний слой этой заходки экскавируется как руда, разубоживание при этом $S_{3p} = 50,36 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, потери равны $S_{3n} = 56,43 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{4p} = 87,41 \text{ мм}^2$. Нижний слой третьей заходки отгружается как порода, при этом потери равны $S_{4n} = 21,50 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 7,38 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как руда, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{6n} = 39,46 \text{ мм}^2$. Нижний слой четвертой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{5p} = 133,80 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии обработки забоя по формулам (4.3), (4.4) потери составляют $\sum S'_{п} = 188,69 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 529,06 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,10$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,27$.

Характеристики забоя блока "б" при трехрядном взрывании с подпорной стеной (рисунок 4.6): $S'_{бл} = 3824,052 \text{ мм}^2$, $l_1' = 75,40 \text{ мм}$, $l_2' = 34,81 \text{ мм}$, $S_1' = 1623,249 \text{ мм}^2$, $S_2' = 218,136 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 1841,8 \text{ мм}^2$, $k'_{сл} = 0,06$; $k'_{рн} = 0,48$.

Забой можно обработать четырьмя заходками шириной по 13,0 м. Первая заходка отгружается в отвал, потери равны $S_{1n} = 28,61 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки экскавируется как руда, разубоживание

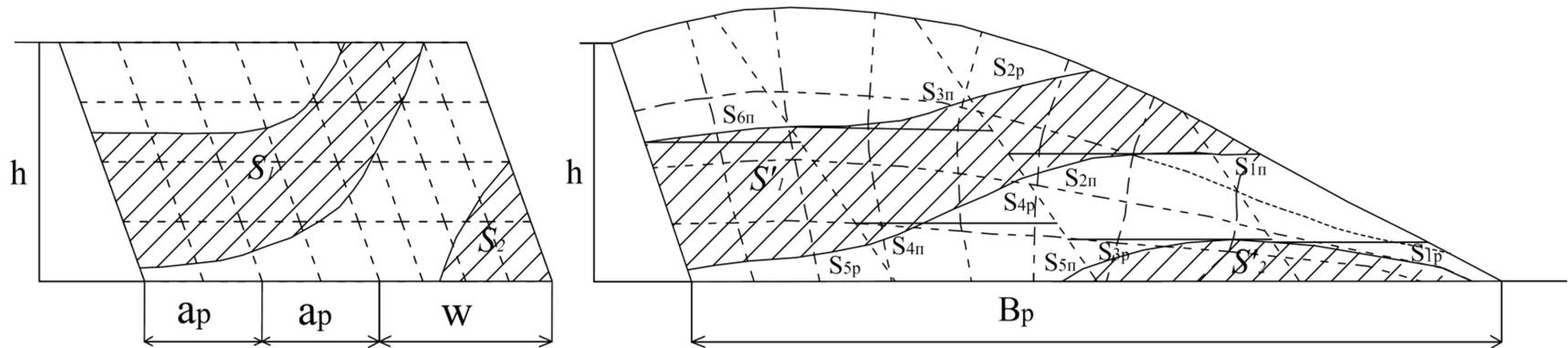


Рисунок 4.5 - Расположение взрываемого блока "б", состоящего из двух сплошных рудных тел с криволинейными контурами при трехрядном взрывании на свободную поверхность

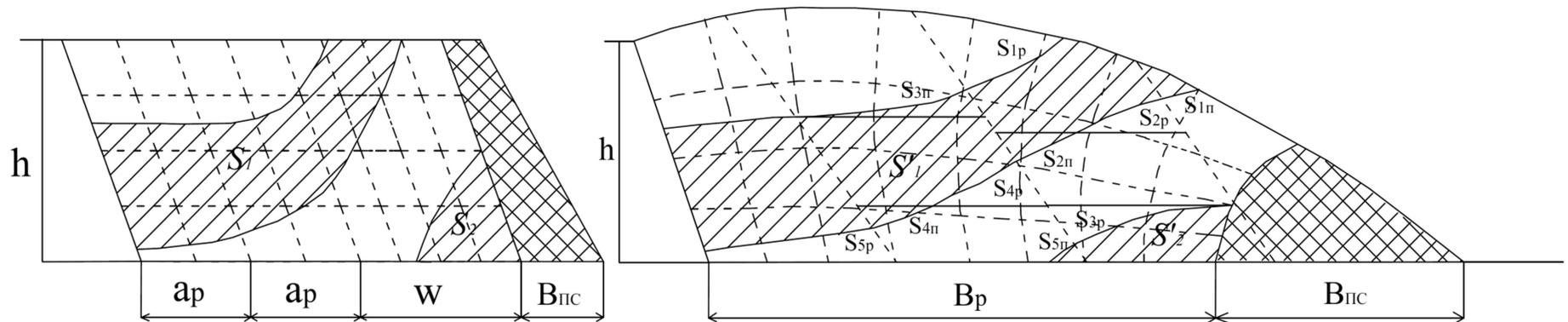


Рисунок 4.6- Расположение взрываемого блока "б", состоящего из двух сплошных рудных тел с криволинейными контурами при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

составляет $S_{1p} = 193,08 \text{ мм}^2$, $S_{2p} = 67,39 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{2n} = 37,62 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{3p} = 84,67 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, потери составляет $S_{3n} = 55,83 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{4p} = 80,79 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{4n} = 28,75 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 11,44 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, нижний слой четвертой заходки отгружается как руда, при этом разубоживание равно $S_{5p} = 136,24 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии отработки забоя по формулам (4.3), (4.4) потери составляют $\sum S'_{п} = 162,25 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 562,17 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,09$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,30$.

Рассмотрим теперь взрываваемый блок, состоящий из трех рассредоточенных рудных тел с прямолинейными контурами. Характеристики блока "в" в массиве и забое $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_s = 1:140625$ (площадной) в масштабе при однорядном расположении скважин (рисунок 4.7): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 11 \text{ м}$, $S'_{бл} = 1893,44 \text{ мм}^2$, $l_1' = 10,83 \text{ мм}$, $l_2' = 11,50 \text{ мм}$, $l_3' = 15,17 \text{ мм}$, $S_1' = 263,297 \text{ мм}^2$, $S_2' = 300,520 \text{ мм}^2$, $S_3' = 366,798 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 930,615 \text{ мм}^2$, $k'_{сл} = 0,04$; $k'_{рн} = 0,47$.

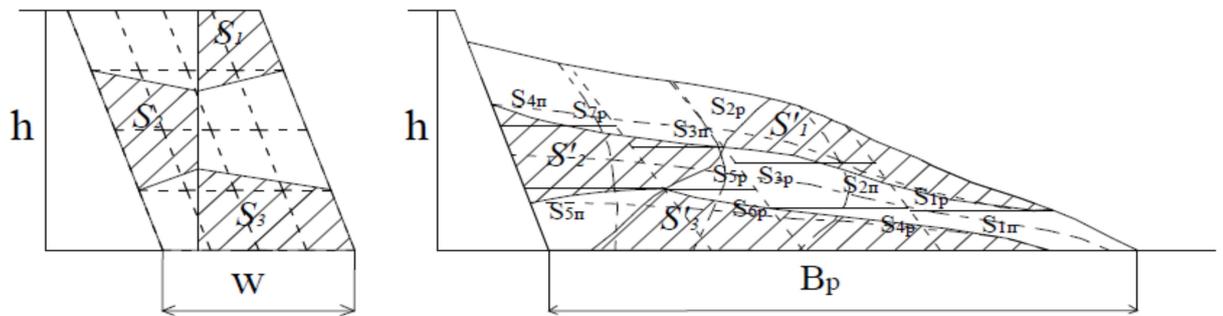


Рисунок 4.7 - Расположение взрываемого блока "в", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с прямолинейными контурами при однорядном взрывании

Забой следует отработать четырьмя заходками шириной 11,0, 14,0 м и 9 м. Первая заходка отгружается селективно: верхний слой как руда, где разубоживание составляет $S_{1p} = 32,41 \text{ мм}^2$; нижний слой как порода, потери при этом равны $S_{1n} = 41,05 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 68,95 \text{ мм}^2$, $S_{3p} = 20,38 \text{ мм}^2$, средний слой

отгружается как порода, при этом потери равно $S_{2n} = 15,92 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{4p} = 29,47 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, потери составят $S_{3n} = 12,28 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как руда при этом разубоживание равно $S_{5p} = 40,03 \text{ мм}^2$ нижний слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{5p} = 26,76 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, потери составят $S_{4n} = 16,63 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как руда при этом разубоживание равно $S_{7p} = 6,42 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{5n} = 18,02 \text{ мм}^2$.

В целом по описанной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 103,90 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 224,42 \text{ мм}^2$. По формулам (4.3) и (4.4) коэффициент потерь составляет руды $\Phi_{п} = 0,11$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,24$.

Характеристики забоя блока "в" при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.8): $S'_{\text{бл}} = 4041,915 \text{ мм}^2$, $l_1' = 18,34 \text{ мм}$, $l_2' = 10,62 \text{ мм}$, $l_3' = 16,71 \text{ мм}$, $l_4' = 18,03 \text{ мм}$, $l_5' = 14,77 \text{ мм}$, $l_6' = 12,92 \text{ мм}$, $l_7' = 13,56 \text{ мм}$, $l_8' = 10,54 \text{ мм}$, $S_1' = 308,895 \text{ мм}^2$, $S_2' = 353,547 \text{ мм}^2$, $S_3' = 393,269 \text{ мм}^2$, $S_4' = 234,772 \text{ мм}^2$, $S_5' = 203,518 \text{ мм}^2$, $S_6' = 223,597 \text{ мм}^2$, $S_7' = 217,412 \text{ мм}^2$, $S_8' = 201,636 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 2136,66 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,05$; $k'_{\text{рн}} = 0,48$.

Забой можно отработать восьми заходками шириной 13,0 м, в отдельных случаях узкими заходками шириной 6,5 м. Верхний слой первой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{1p} = 16,44 \text{ мм}^2$. Нижний слой экскавируется как порода, потери составят $S_{1п} = 2,98 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание равно $S_{2p} = 3,80 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, потери составят $S_{2n} = 25,44 \text{ мм}^2$. Нижний слой этой заходки экскавируется как руда, разубоживание составит $S_{3p} = 26,36 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, второй слой как руда, разубоживание составляет $S_{4p} = 33,49 \text{ мм}^2$, $S_{5p} = 10,48 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{6n} = 6,40 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание равно $S_{3n} = 9,78 \text{ мм}^2$, $S_{4n} = 22,18 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, потери составят $S_{5n} = 18,43 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{6p} = 15,74 \text{ мм}^2$, $S_{7p} = 45,89 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, при этом разубоживание равно $S_{8p} = 8,08 \text{ мм}^2$, $S_{9p} = 17,11 \text{ мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{10p} = 69,35 \text{ мм}^2$, $S_{11p} = 16,12 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода,

при этом потери составят $S_{6n} = 12,43 \text{ мм}^2$, $S_{12p} = 101,50 \text{ мм}^2$. Нижний слой пятой заходки отгружается как порода, при этом потери составят $S_{7n} = 10,93 \text{ мм}^2$, $S_{8n} = 54,24 \text{ мм}^2$.

Верхний слой шестой заходки отгружается как порода, потери $S_{9n} = 3,64 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается селективно, разубоживание составит $S_{13p} = 23,10 \text{ мм}^2$, потери составят $S_{10n} = 11,66 \text{ мм}^2$. Нижний слой этой заходки экскавируется как руда, разубоживание составит $S_{14p} = 31,66 \text{ мм}^2$, $S_{15p} = 18,82 \text{ мм}^2$.

Верхний слой седьмой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{16p} = 10,37 \text{ мм}^2$, $S_{17p} = 46,81 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается селективно, при этом потери составят $S_{11n} = 21,35 \text{ мм}^2$, разубоживание равно $S_{18p} = 6,08 \text{ мм}^2$, $S_{19p} = 112,98 \text{ мм}^2$. Нижний слой седьмой заходки отгружается как порода, при этом потери составят $S_{12n} = 17,92 \text{ мм}^2$, $S_{13n} = 53,14 \text{ мм}^2$, $S_{14n} = 14,66 \text{ мм}^2$.

Верхний слой восьмой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{20p} = 91,57 \text{ мм}^2$, $S_{21p} = 15,15 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{15n} = 14,93 \text{ мм}^2$. Нижний слой восьмой заходки отгружается как руда.

В целом по описанной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 293,71 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 437,94 \text{ мм}^2$. По формулам (4.3) и (4.4) коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,14$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,20$.

Характеристики забоя блока "в" при трехрядном взрывании с подпорной стеной (рисунок 4.9): $S'_{6л} = 3824,052 \text{ мм}^2$, $l_1' = 19,13 \text{ мм}$, $l_2' = 12,90 \text{ мм}$, $l_3' = 12,75 \text{ мм}$, $l_4' = 18,93 \text{ мм}$, $l_5' = 14,92 \text{ мм}$, $l_6' = 12,95 \text{ мм}$, $l_7' = 13,41 \text{ мм}$, $l_8' = 10,31 \text{ мм}$, $S_1' = 337,445 \text{ мм}^2$, $S_2' = 339,779 \text{ мм}^2$, $S_3' = 288,721 \text{ мм}^2$, $S_4' = 218,620 \text{ мм}^2$, $S_5' = 318,855 \text{ мм}^2$, $S_6' = 227,485 \text{ мм}^2$, $S_7' = 216,067 \text{ мм}^2$, $S_8' = 201,081 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 2148,05 \text{ мм}^2$, $k'_{сл} = 0,05$; $k'_{рн} = 0,54$.

Забой можно отработать восьми заходками шириной 13,0 м, в отдельных случаях нужно брать узкими заходками шириной 6,5 м. Первая заходка отгружается в отвал при этом потери составят $S_{1n} = 10,54 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как порода, потери составляет $S_{2n} = 6,75 \text{ мм}^2$. Второй слой отгружается как руда, при этом разубоживание равно $S_{1p} = 27,59 \text{ мм}^2$. Третий слой отгружается как порода, при этом потери равно $S_{3n} = 20,88 \text{ мм}^2$. Нижний слой экскавируется как руда, разубоживание составит $S_{2p} = 17,94 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, потери составляют $S_{4n} = 25,31 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 10,88 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как руда, при этом разубоживание составят $S_{3p} = 19,61 \text{ мм}^2$, $S_{4p} = 18,54 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как порода, потери равно $S_{6n} = 30,82 \text{ мм}^2$. Нижний слой третьей заходки отгружается как руда, разубоживание равно $S_{5p} = 9,47 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как руда, разубоживание составят $S_{6p} = 86,28 \text{ мм}^2$, $S_{7p} = 21,04 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как руда разубоживание составляет $S_{8p} = 10,71 \text{ мм}^2$, $S_{9p} = 93,93 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, при этом потери равно $S_{8n} = 6,87 \text{ мм}^2$, $S_{9n} = 67,17 \text{ мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как порода, второй слой отгружается селективно, при этом разубоживание составляет $S_{10p} = 54,89 \text{ мм}^2$, потери составят $S_{10n} = 9,24 \text{ мм}^2$. Нижний слой пятой заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составят $S_{11p} = 28,77 \text{ мм}^2$, $S_{12p} = 19,89 \text{ мм}^2$.

Верхний слой шестой заходки отгружается как руда, разубоживание составят $S_{13p} = 45,83 \text{ мм}^2$, $S_{14p} = 10,13 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается селективно, разубоживание составит $S_{15p} = 108,18 \text{ мм}^2$, потери составят $S_{11n} = 23,20 \text{ мм}^2$. Нижний слой этой заходки экскавируется как порода, потери составят $S_{12n} = 18,19 \text{ мм}^2$, $S_{13n} = 53,33 \text{ мм}^2$, $S_{14n} = 10,77 \text{ мм}^2$.

Верхний слой седьмой заходки отгружается как руда, разубоживание составляет $S_{17p} = 90,35 \text{ мм}^2$, $S_{18p} = 13,93 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{15n} = 33,99 \text{ мм}^2$. Нижний слой седьмой заходки отгружается как руда

В целом по предложенной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_n = 327,77 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 684,46 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,15$, коэффициент разубоживания $\Phi_p = 0,32$.

Рассмотрим взрывааемый блок, состоящий из трех рассредоточенных рудных тел с криволинейными контурами. Характеристики блока "Г" в массиве и забое $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_5 = 1:14062$ (площадной) в масштабе при однорядном расположении скважин (см. рис 4.10): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 11 \text{ м}$, $S'_{\text{бл}} = 1893,44 \text{ мм}^2$, $l_1' = 36,01 \text{ мм}$, $l_2' = 63,46 \text{ мм}$, $l_3' = 33,34 \text{ мм}$, $S_1' = 256,014 \text{ мм}^2$, $S_2' = 388,194 \text{ мм}^2$, $S_3' = 222,923 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 867,131 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,15$; $k'_{\text{рн}} = 0,45$.

Забой можно отработать четырьмя заходками шириной 11,0 м, в отдельных случаях 6 м. Первая заходка отгружается селективно: верхний слой как порода, где потери составляют $S_{1n} = 12,15 \text{ мм}^2$; нижний слой как руда, разубоживание при этом равно $S_{1p} = 50,10 \text{ мм}^2$, $S_{2p} = 22,46 \text{ мм}^2$.

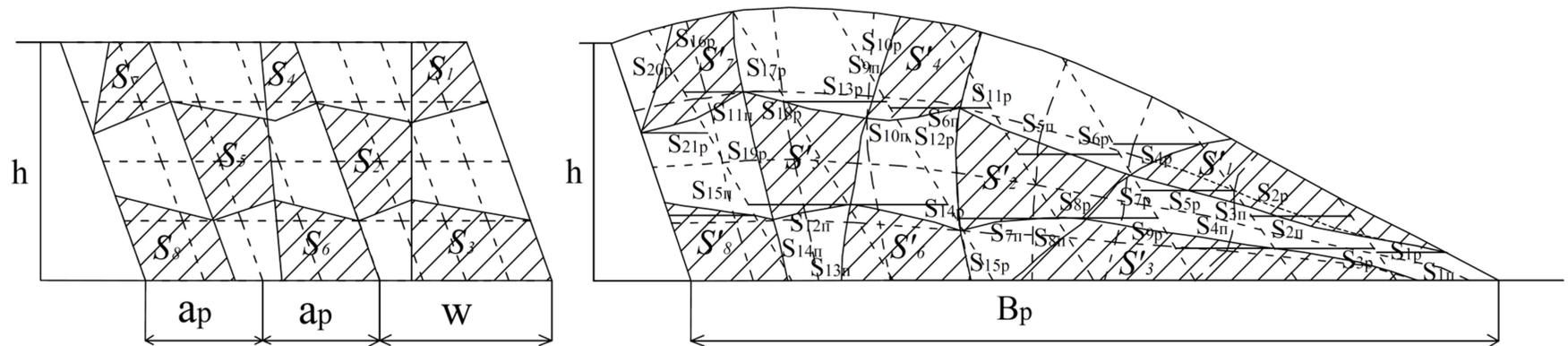


Рисунок 4.8- Расположение взрываемого блока "в", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с прямолинейными контурами при трехрядном взрывании на свободную поверхность

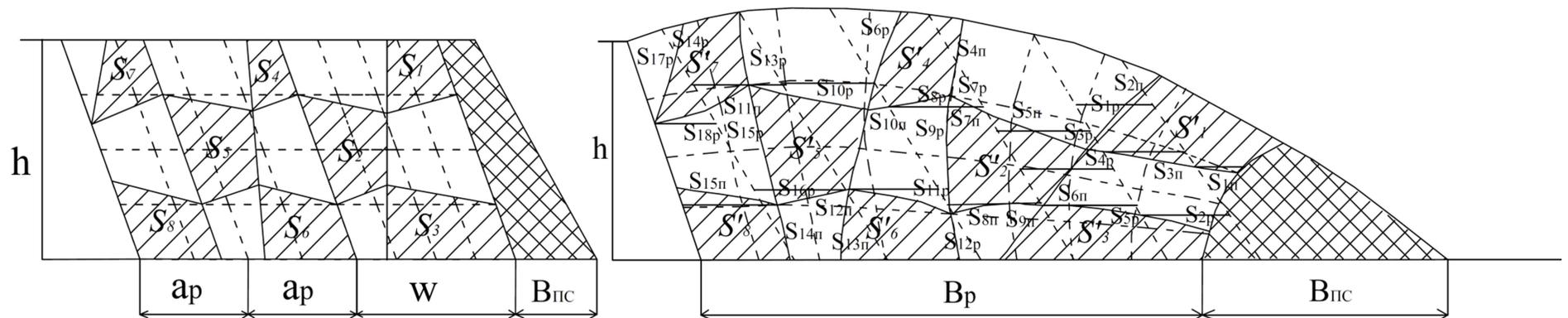


Рисунок 4.9- Расположение взрываемого блока "в", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с прямолинейными контурами при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Верхний слой второй заходки отгружается как порода, при этом потери составляют $S_{2n} = 37,93 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{3p} = 42,80 \text{ мм}^2$. Верхний слой четвертой заходки отгружается как руда. Средний слой отгружается как порода, потери равно $S_{5n} = 5,78 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание при этом составит $S_{6p} = 53,77 \text{ мм}^2$.

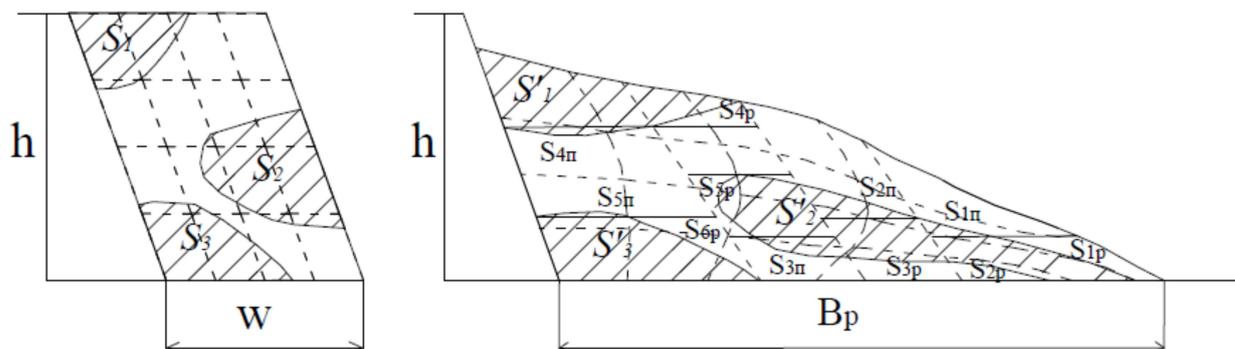


Рисунок 4.10 - Расположение взрываемого блока "Г", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с криволинейными контурами при однорядном взрывании

В целом по описанной схеме обработки забоя потери по формулам (4.3) и (4.4) составляют $\sum S'_{п} = 102,06 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 230,88 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,12$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,27$.

Характеристики забоя блока "Г" при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.11): $S'_{\text{бл}} = 4041,915 \text{ мм}^2$, $l'_1 = 62,12 \text{ мм}$, $l'_2 = 111,4 \text{ мм}$, $l'_3 = 43,06 \text{ мм}$, $l'_4 = 75,44 \text{ мм}$, $S'_1 = 637,957 \text{ мм}^2$, $S'_2 = 460,037 \text{ мм}^2$, $S'_3 = 239,519 \text{ мм}^2$, $S'_4 = 674,183 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 2011,69 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,14$; $k'_{\text{рн}} = 0,49$.

Отработать забой можно четырьмя заходками шириной 13,0 м, в отдельных случаях нужно брать узкими заходками шириной 6,5 м. Первая заходка отгружается селективно: верхний слой как порода, где потери составляют $S_{1n} = 9,44 \text{ мм}^2$; нижний слой как руда, разубоживание при этом равно $S_{1p} = 30,76 \text{ мм}^2$, $S_{2p} = 38,83 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, средний слой отгружается как порода при этом потери составляют $S_{2n} = 50,42 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{3p} = 48,89 \text{ мм}^2$, $S_{4p} = 129,12 \text{ мм}^2$.

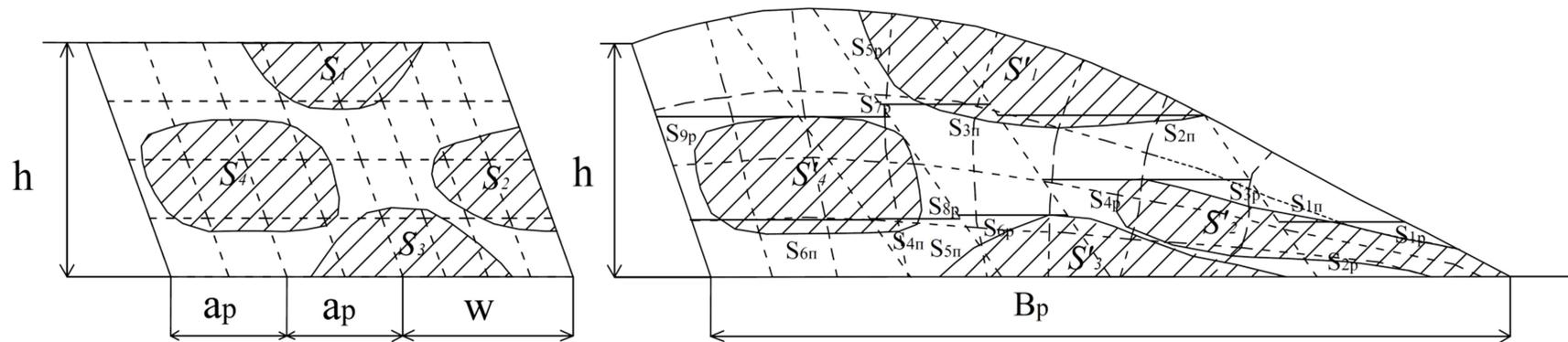


Рисунок 4.11 - Расположение взрываемого блока "Г", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с криволинейными контурами при трехрядном взрывании на свободную поверхность

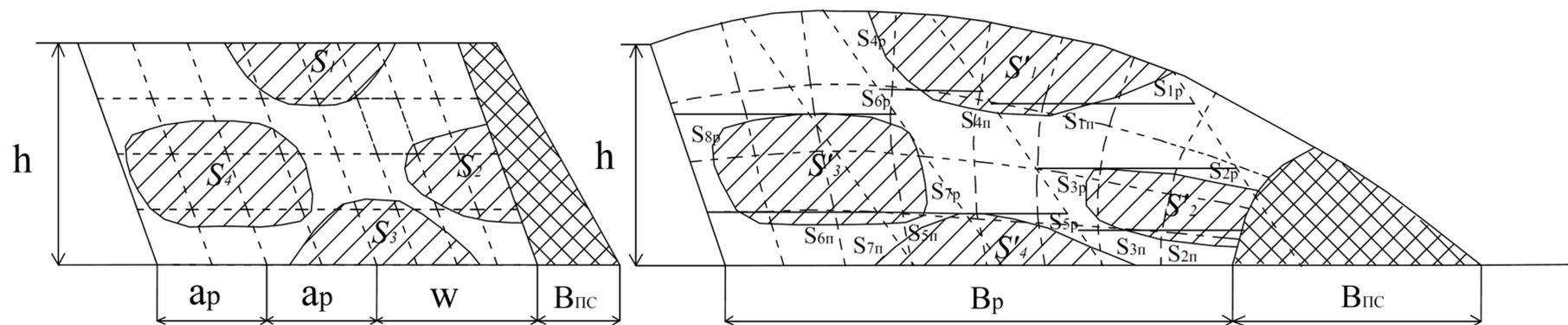


Рисунок 4.12 - Расположение взрываемого блока "Г", состоящего из трех рассредоточенных рудных тел с криволинейными контурами при трехрядном взрывании с подпорной стенкой

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда, разубоживание равно $S_{5p} = 94,23 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода при этом потери составляют $S_{3n} = 21,98 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{6p} = 38,32 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, средний слой отгружается как руда при этом разубоживание составляют $S_{7p} = 11,67 \text{ мм}^2$, $S_{8p} = 38,82 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{4n} = 14,45 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 29,80 \text{ мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как порода, средний слой отгружается как руда, при этом разубоживание составляют $S_{9p} = 103,32 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{6n} = 71,32 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии отработки забоя по формулам (4.3) и (4.4) потери составляют $\sum S'_{п} = 197,41 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 533,96 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,10$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,26$.

Характеристики забоя блока "Г" при трехрядном взрывании с подпорной стеной (рисунок 4.12): $S'_{\text{бл}} = 3824,052 \text{ мм}^2$, $l_1' = 60,10 \text{ мм}$, $l_2' = 108,15 \text{ мм}$, $l_3' = 42,92 \text{ мм}$, $l_4' = 75,40 \text{ мм}$, $S_1' = 633,784 \text{ мм}^2$, $S_2' = 317,555 \text{ мм}^2$, $S_3' = 266,852 \text{ мм}^2$, $S_4' = 672,043 \text{ мм}^2$. $\sum S' = 1890,23 \text{ мм}^2$, $k'_{\text{сл}} = 0,15$; $k'_{\text{рн}} = 0,49$.

Забой можно отработать четырьмя заходками шириной 13,0 м, в отдельных случаях нужно брать узкими заходками шириной 6,5 м. Первая заходка отгружается в отвал.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, разубоживание составит $S_{1p} = 47,55 \text{ мм}^2$, второй слой отгружается как порода при этом потери составляют $S_{1n} = 27,89 \text{ мм}^2$, третий слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{2p} = 34,13 \text{ мм}^2$, $S_{3p} = 73,67 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, при этом потери составляют $S_{2n} = 40,38 \text{ мм}^2$, $S_{3n} = 10,09 \text{ мм}^2$.

Верхний слой третьей заходки отгружается как руда, разубоживание равно $S_{4p} = 93,32 \text{ мм}^2$, средний слой отгружается как порода при этом потери составляют $S_{4n} = 30,23 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как руда, разубоживание составит $S_{5p} = 34,57 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, средний слой отгружается как руда, при этом разубоживание составляют $S_{6p} = 10,17 \text{ мм}^2$, $S_{6p} = 42,80 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{5n} = 12,35 \text{ мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как порода, средний слой отгружается как руда при этом разубоживание составляют $S_{8p} = 114,67 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, потери составят $S_{6n} = 52,14 \text{ мм}^2$, $S_{7n} = 14,75 \text{ мм}^2$.

В целом по описанной технологии обработки забоя по формулам (4.3) и (4.4) потери составляют $\sum S'_{п} = 187,83 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 450,88 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды составляет $\Phi_{п} = 0,10$, коэффициент разубоживания – $\Phi_{р} = 0,23$.

Найденные показатели сложности строения и обработки сложноструктурных блоков при различных вариантах взрывания для блока "а", "б", "в" и "г" сведены в табл.4.1.

Таблица 4.1 - Показатели потерь и разубоживания сложноструктурных блоков

Показатели	Варианты	Блоки			
		а	б	в	г
$\sum S'_{kn}$	I	115,93	61,85	103,90	102,06
$\sum S'_{kp}$		224,91	218,39	224,42	230,88
$\Phi_{п}$		0,10	0,08	0,11	0,12
$\Phi_{р}$		0,21	0,29	0,24	0,27
$\sum S'_{kn}$	II	145,27	188,69	293,71	197,41
$\sum S'_{kp}$		167,98	529,06	437,94	533,96
$\Phi_{п}$		0,09	0,10	0,14	0,10
$\Phi_{р}$		0,16	0,27	0,22	0,26
$\sum S'_{kn}$	III	216,85	162,25	327,77	187,83
$\sum S'_{kp}$		189,60	562,17	684,46	450,88
$\Phi_{п}$		0,08	0,10	0,15	0,10
$\Phi_{р}$		0,15	0,30	0,32	0,23

Как видно из приведенных данных, наименьшие потери достигаются в блоке «б» при однорядном взрывании (варианты I), в блоке «а» при трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой (варианты II, III). Наименьшее разубоживание обеспечивается в блоке «а» (вариант II, III). Наибольшие потери имеют место в блоке «г» (при варианте I), блоке «г» (при вариантах II и III). Наибольшее разубоживание характерно в блоке «г»(при варианте I), в блоке «б»(при варианте II), в блоке «в»(при

варианте III).

Проведенный анализ убедительно доказывает, что показатели сложности отработки разнородных слоев Φ_{Π} и $\Phi_{Р}$ могут рассчитаны заранее. Они служат в качестве объективной количественной характеристики степени полноты и чистоты отделения полезного ископаемого при разработке сложноструктурных месторождений. Действительно, чем меньше Φ_{Π} и $\Phi_{Р}$, тем меньше количественные и качественные потери руды. Предлагаемые показатели позволяют прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложить наивыгоднейшие схемы отработки сложноструктурных блоков. Иначе говоря, указанные показатели сложности строения и отработки сложноструктурных рудных блоков могут быть положены в основу выбора ресурсосберегающих технологий отработки таких месторождений.

4.2 Тестирование методик определения потерь и разубоживания в условиях Жайремского ГОКа

Для практической проверки пригодности предлагаемой методики определения потерь и разубоживания руды на карьере Ушкатын-III Жайремского ГОКа в породах III-IV категорий взрываемости было проведено три опытно-промышленных взрыва с общим объемом горной массы 285 000 м³ на горизонтах +312-300, +324-312.

Блок № 4 в восточной части горизонта +312-300 представлен рыхлыми глинистыми породами, желто-бурового цвета и аллевралитами вишневого окраски. Крепость пород по Протодяконову-6. Остальная часть горизонта представляет рыхлые желтовато-серые, бурые, глинистые и кремнисто-глинистые породы с неравномерной вкрапленностью и гнездами церуссита и галенита с баритом. Крепость пород по Протодяконову 7-10. В западной части горизонта виден контакт барит-свинцового оруденения с баритизированными кремнистыми известняками. Крепость пород по Протодяконову 14-15.

Блок № 18 в восточной части горизонта +324-312 представлен породами дайринской свиты вишневыми аллевралитами, крепость пород по Протодяконову - 6,8. Западная часть горизонта попадает в зону тектонического нарушения и представлена тектоническими брекчиями, состоящими из крупнообломочных осветленных кремнисто-карбонатных пород. Размеры кусков лежат в пределах от 1,0 м до 3 м. Пространства между обломками заполнены мелкораздробленными известняками, местами рыхлыми глинисто-карбонатными породами. Крепость пород по Протодяконову от 6-8.

Взрыв № 1 проведена на горизонте +312-300 блока № 4. Блок состоит из двух рассредоточенных рудных тел с криволинейными контурами. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1=1:375$ (линейный), $M_2=1:14062$ (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.13): $h=15$ м, $a=7,5$ м, $W=11$ м, $S'_{\text{бл}}=1893,44$ мм², $S_1'=1754,88$ мм², $S_2'=700,75$ мм², $\sum S'=2455,63$ мм².

При прогнозируемом расположении рудных тел в развале забой предложено отработать четырьмя заходками шириной по 17,0 и 5м. Первая заходка отгружается селективно: верхний слой экскавируется как руда, при этом разубоживание составляет $S_{1p} = 48,47 \text{ мм}^2$; нижний слой отгружается как порода, потери при этом равны $S_{1n} = 36,13 \text{ мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 94,49 \text{ мм}^2$, $S_{3p} = 52,67 \text{ мм}^2$, нижний слой отгружается как порода, при этом потери составят $S_{2n} = 20,89 \text{ мм}^2$.

Третья заходка шириной 5м отгружается как порода, при этом потери составят $S_{3n} = 25,03 \text{ мм}^2$.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода, нижний слой заходки - как руда. Здесь разубоживание составляет $S_{4p} = 41,79 \text{ мм}^2$.

Таким образом, по предложенной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 82,05 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса - $\sum S'_{р} = 107,05 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_{п} = 0,03$, коэффициент разубоживания - $\Phi_{р} = 0,04$.

Предполагаемое расположение тел в развале представлен на рис. 4.14. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1=1:375$ (линейный), $M_2=1:14062$ (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (риснок 4.14): $h=15\text{м}$, $a=7,5\text{м}$, $W=11\text{м}$, $S'_{\text{бл}}=1893,44 \text{ мм}^2$, $S_1'=1385,98 \text{ мм}^2$, $S_2'=705,42 \text{ мм}^2$, $\sum S'=2091,40 \text{ мм}^2$.

При предполагаемом расположении рудных тел в развале забой отработывали четырьмя заходками шириной по 17,0, 13,0, 12,0 и 10,0 м. Ввиду незнания внутренней структуры развала первая заходка отгружалась как порода. Потери составили $S_{1n} = 53,13 \text{ мм}^2$.

Вторая заходка отгружалась как руда. Разубоживание составило $S_{1p} = 55,54 \text{ мм}^2$.

Третья заходка отработывалась как порода. Потери составили $S_{2n} = 30,10 \text{ мм}^2$, $S_{3n} = 28,70 \text{ мм}^2$.

Верхняя часть четвертой заходки отгружалась как порода, при этом потери составили $S_{4n} = 17,20 \text{ мм}^2$, а нижняя часть как руда потерь нет.

Таким образом, по прогнозируемой технологии общие потери по руде составляет $\sum S'_{п} = 129,13 \text{ мм}^2$, а разубоживание - $\sum S'_{р} = 55,54 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_{п} = 0,06$, коэффициент разубоживания - $\Phi_{р} = 0,03$.

Как видно из сопоставления отгрузки руды из сложноструктурных забоев по предполагаемой технологии потери составили 3%, т.е. сократились в два раза.

Взрыв № 2 проведена на горизонте +312-300 блок в западной части.

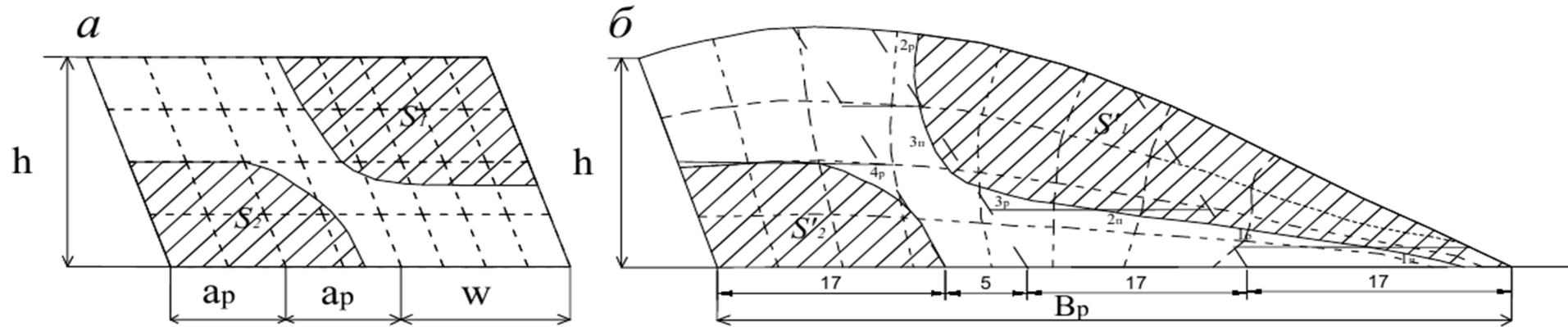


Рисунок 4.13 - Прогнозируемое расположение двух рудных тел в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

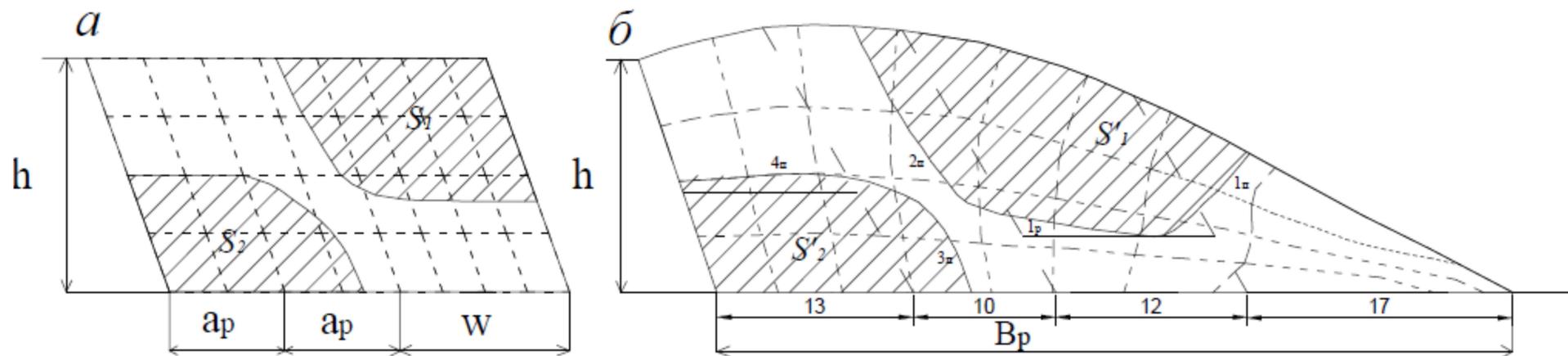


Рисунок 4.14 - Предполагаемое расположение двух рудных тел в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

Блок представлен одним рудным телом с прямолинейными контактами. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1=1:375$ (линейный), $M_3=1:14062$ (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.15): $h=15\text{м}$, $a=7,5\text{м}$, $W=11\text{м}$, $S'_{\text{бл}}=1893,44\text{мм}^2$, $S_1'=1754,10\text{мм}^2$, $\sum S'=1754,10\text{мм}^2$.

При прогнозируемом расположении рудных тел в развале забой предложено отработать пятью заходками шириной по 17 и 9 м. Верхний слой первой заходки экскавируется как порода, при этом потери составит $S_{1n}=9,75\text{мм}^2$, средний слой первой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{1p}=90,31\text{мм}^2$, $S_{2p}=73,45\text{мм}^2$; нижний слой отгружается как порода, потери при этом равны $S_{2n}=1103\text{мм}^2$.

Верхний слой второй заходки отгружается как порода, при этом потери составит $S_{3n}=10,25\text{мм}^2$, средний слой второй заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{3p}=11,18\text{мм}^2$, $S_{4p}=25,80\text{мм}^2$; нижний слой отгружается как порода.

Верхний слой третьей заходка отгружается как порода, средний слой как руда и нижний слой как порода.

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода при этом потери составит $S_{4n}=8,69\text{мм}^2$, средний слой четвертой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{5p}=12,78\text{мм}^2$, $S_{6p}=10,85\text{мм}^2$; нижний слой заходки как порода при этом потери равны $S_{5n}=7,60\text{мм}^2$.

Верхний слой пятой заходки отгружается как порода при этом потери составит $S_{6n}=5,70\text{мм}^2$, средний слой четвертой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{7p}=13,18\text{мм}^2$, $S_{8p}=14,82\text{мм}^2$; нижний слой заходки как порода при этом потери равны $S_{7n}=6,56\text{мм}^2$.

В целом по предложенной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S'_n = 90,58\text{мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 252,37\text{мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,03$, коэффициент разубоживания - $\Phi_p = 0,15$.

Блок состоит из одного рудного тела с прямолинейными контурами.

Предполагаемое расположение рудных тел в развале представлено на рис. 4.16. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1=1:375$ (линейный), $M_3=1:14062$: (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.16): $h=15\text{м}$, $a=7,5\text{м}$, $W=11\text{м}$, $S'_{\text{бл}}=1893,44\text{мм}^2$, $S_1'=1338,32\text{мм}^2$, $\sum S'=1338,32\text{мм}^2$.

При предполагаемом расположении рудных тел в развале забой предложено отработать четырьмя заходками шириной по 17,0, 13,0, и 11,0 м. Ввиду незнания внутренней структуры развала первая заходка отгружалась как порода. Потери составили $S_{1n}=19,07\text{мм}^2$.

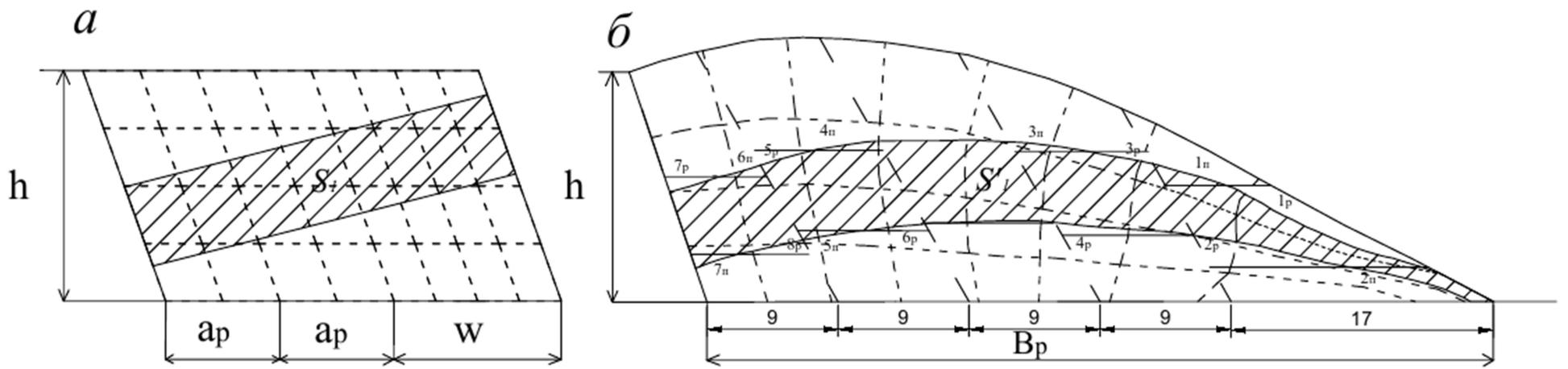


Рисунок 4.15 - Прогнозируемое расположение рудного тела в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

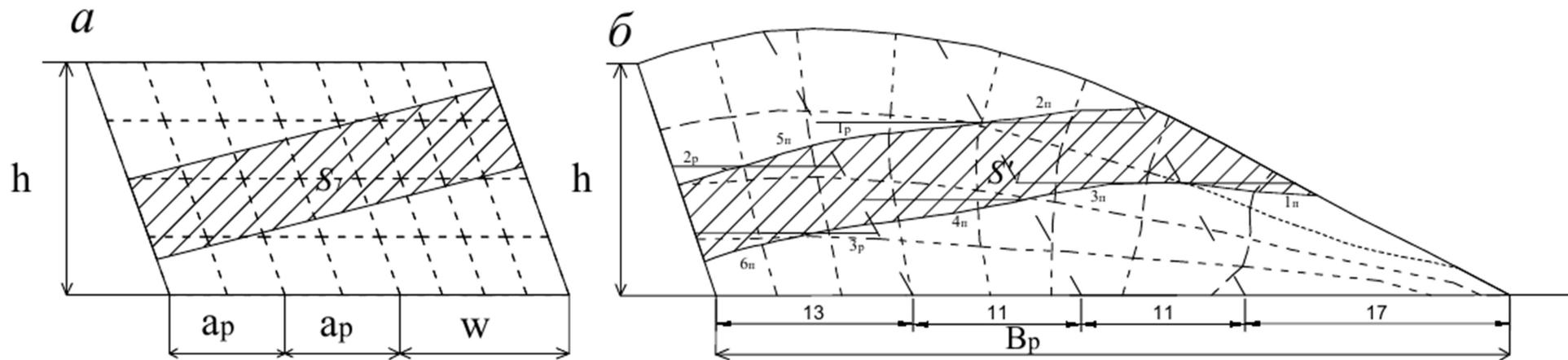


Рисунок 4.16 - Предполагаемое расположение рудного тела в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

Вторая заходка обрабатывалась как порода. Потери составили $S_{2n} = 21,23$ мм², $S_{3n} = 10,12$ мм².

Третья заходка обрабатывалась селективно. Верхний слой как руда, при этом разубоживание составило $S_{1p} = 45,45$ мм². Средний слой как руда. Нижний слой как порода, потери составили $S_{4n} = 17,60$ мм².

Четвертая заходка обрабатывалась селективно. Верхний слой как порода при этом потери составили $S_{5n} = 6,18$ мм². Средний слой как руда, при этом разубоживание составляет $S_{2p} = 18,63$ мм², $S_{3p} = 10,80$ мм². Нижний слой как порода, потери составили $S_{6n} = 6,10$ мм².

Таким образом, общие потери по руде составляет $\sum S'_n = 80,30$ мм², а разубоживание - $\sum S'_p = 74,88$ мм². Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,06$, коэффициент разубоживания - $\Phi_p = 0,05$.

Как видно из сопоставления отгрузки руды из сложноструктурных забоев по предлагаемой технологии потери составили 3 %, т.е. сократились в два раза.

Взрыв № 3 проведена на горизонте +324-312. Блок представлен тремя наклонным рудным телом с прямолинейными контактами. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_2 = 1:14062$ (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.17): $h = 15$ м, $a = 7,5$ м, $W = 11$ м, $S'_{6n} = 1893,44$ мм², $S'_1 = 900,53$ мм², $S'_2 = 866,85$ мм², $S'_3 = 874,72$ мм², $\sum S' = 2641,96$ мм².

Предложено обработать забой десятью заходками шириной по 15 м, 6 м, 4 м и 3 м. Верхний слой первой заходки экскавируется как порода, при этом потери составит $S_{1n} = 10,12$ мм²

Верхний слой второй отгружается как руда, при этом разубоживание составляет $S_{1p} = 35,22$ мм², $S_{2p} = 30,69$ мм²; нижний слой как порода, при этом потери составит $S_{2n} = 9,40$ мм².

Верхний слой третьей заходки отгружается как порода, при этом потери равны $S_{3n} = 7,20$ мм², нижний слой третьей заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{3p} = 22,18$ мм².

Верхний слой четвертой заходки отгружается как порода при этом потери составит $S_{4n} = 11,20$ мм², $S_{5n} = 6,20$ мм², нижний слой четвертой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{4p} = 19,43$ мм².

Верхний слой пятой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{5p} = 15,36$ мм², нижний слой пятой заходки отгружается как порода при этом потери составит $S_{6n} = 7,38$ мм².

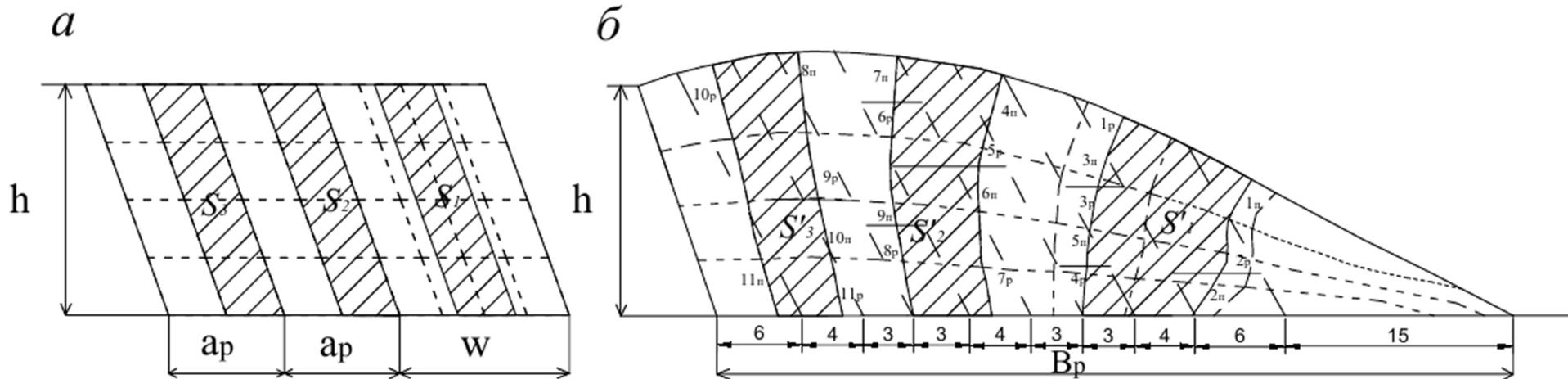


Рисунок 4.17 -Прогнозируемое расположение трех наклонных рудных тел в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

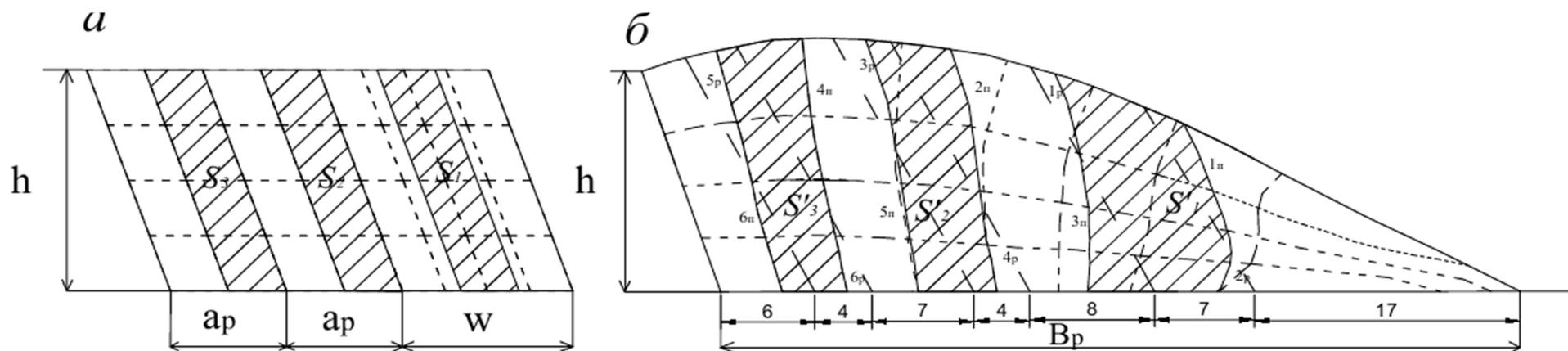


Рисунок 4.18 -Предполагаемое расположение трех наклонных рудных тел в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

Верхний слой шестой заходки отгружается как порода, при этом потери равны $S_{7n} = 6,80 \text{ мм}^2$, нижний слой шестой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{6p} = 30,97 \text{ мм}^2$, $S_{7p} = 66,00 \text{ мм}^2$.

Верхний слой седьмой заходки отгружается как порода, при этом потери равны $S_{8n} = 10,20 \text{ мм}^2$, $S_{9n} = 8,10 \text{ мм}^2$, нижний слой седьмой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{8p} = 40,45 \text{ мм}^2$.

Верхний слой восьмой заходки отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{9p} = 49,15 \text{ мм}^2$, нижний слой восьмой заходки отгружается как порода, при этом потери составят $S_{10n} = 7,58 \text{ мм}^2$.

Девятая заходка отгружается как руда при этом разубоживание составляет $S_{10p} = 93,27 \text{ мм}^2$, $S_{11p} = 20,22 \text{ мм}^2$.

Десятая заходка отгружается как порода при этом потери составят $S_{11n} = 11,30 \text{ мм}^2$.

В целом по предложенной технологии обработки забоя потери составляют $\sum S'_{п} = 95,48 \text{ мм}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_{р} = 422,94 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_{п} = 0,03$, коэффициент разубоживания - $\Phi_{р} = 0,22$.

Предполагаемое расположение трех наклонных рудных тел с прямолинейными контурами в развале представлено на рис.4.18. Горнотехнические характеристики блока в массиве и забое в масштабе $M_1 = 1:375$ (линейный), $M_2 = 1:14062$ (площадной) при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 4.16): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 11 \text{ м}$, $S'_{\text{бл}} = 1893,44 \text{ мм}^2$, $S_1' = 767,19 \text{ мм}^2$, $S_2' = 605,52 \text{ мм}^2$, $S_3' = 574,27 \text{ мм}^2$, $\sum S' = 1946,98 \text{ мм}^2$.

При предполагаемом расположении рудных тел в развале забой предложено обработать семью заходками шириной по 17,0, 8,0, 7,0, 6,0 и 4,0 м. Ввиду незнания внутренней структуры развала первая заходка отгружалась как порода. Потери составили $S_{1n} = 21,51 \text{ мм}^2$.

Вторая заходка обрабатывалась как руда. Разубоживание составляет $S_{1p} = 33,46 \text{ мм}^2$, $S_{1n} = 21,01 \text{ мм}^2$.

Третья заходка обрабатывалась как порода. Потери составили $S_{2n} = 27,13 \text{ мм}^2$, $S_{3n} = 20,02 \text{ мм}^2$.

Четвертая заходка обрабатывалась как руда. Разубоживание составляет $S_{3p} = 65,54 \text{ мм}^2$, $S_{4p} = 46,96 \text{ мм}^2$.

Пятая заходка обрабатывалась как порода. Потери составили $S_{4n} = 28,68 \text{ мм}^2$, $S_{5n} = 12,49 \text{ мм}^2$.

Шестая заходка обрабатывалась как руда. Разубоживание составляет $S_{5p} = 59,20 \text{ мм}^2$, $S_{6p} = 28,46 \text{ мм}^2$. Седьмая заходка обрабатывалась как порода. Потери составили $S_{6n} = 7,10 \text{ мм}^2$.

Таким образом, общие потери по руде составляет $\sum S'_n = 116,81 \text{ мм}^2$, а разубоживание - $\sum S'_p = 254,63 \text{ мм}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,06$, коэффициент разубоживания - $\Phi_p = 0,13$.

Как видно из сопоставления отгрузки руды из сложноструктурных забоев по предлагаемой технологии потери составили 3%, т.е. сократились в два раза.

4.3 Экономический эффект от внедрения новых технологий отработки сложноструктурных забоев

Для определения экономического эффекта от внедрения предложенных технологий отработки сложноструктурных блоков, основанных на прогнозировании их расположении в развале поступили следующим образом. По данным геолого-маркшейдерской службы рудника Ушкатын Жайремского ГОКа сложноструктурные забои составляют 75 % от общего объема руды. При годовом объеме добычи свинцо-марганцевой руды в размере 90 000 т в год дополнительно будут вовлечены в эксплуатацию минеральные ресурсы в объеме 2700 т.

По результатам проведенных опытных взрывов сложноструктурных блоков потери руды при их отработке составляют:

при принятой технологии на руднике - 6%

при предлагаемой технологии - 3%.

Таким образом потери соответственно составляют 5400 и 2700 т. Таким образом, ресурсосбережение составит $5400 - 2700 = 2700 \text{ т}$.

При стоимости 1 тонны свинцовой руды 5640 тенге общий экономический эффект составит $2700 * 5640 = 15\,228\,000 \text{ тенге}$.

Выводы по главе 4

В четвертой главе рассматриваются показатели сложности строения и отработки разнородных забоев. В качестве характеристик отработки разнородных рудных забоев предложены количественные и качественные показатели. Предлагаемые показатели позволили прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложены наивыгоднейшие схемы отработки сложных блоков.

Описываются результаты опытно-промышленного тестирования. Для иллюстрации применимости методики приведены примеры отработки сложноструктурных блоков в условиях Жайремского ГОКа.

Приведен экономический эффект внедрения. Общий экономический эффект от использования новых технологий отработки сложноструктурных блоков месторождения Ушкатын – III Жайремского ГОКа составил 15 228 000 тенге.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе содержатся новые научно обоснованные результаты по определению размещения разнородных пород в развале взорванной горной массы. Они позволяют целенаправленно управлять горно-технологическими характеристиками ресурсосберегающих сложноструктурных блоков в развале и снижением количественных и качественных потерь руды сложноструктурных месторождений.

Выполненные исследования позволили прийти к следующим выводам:

1. Проанализированы особенности геологического строения ряда сложноструктурных месторождений Казахстана. На основе проведенного анализа выполнены типизация сложноструктурных блоков и определены их горно-технологические характеристики.

2. Предложены геометрические модели сложноструктурных блоков при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

3. Впервые в горной науке введены понятия «координатная сетка взрываемого блока», «координатная сетка взорванного блока». Совместное использование этих координатных сеток позволило установить места размещения частей уступа в массиве и развале пород при однорядном, двухрядном, трехрядном и четырехрядном КЗВ.

4. На основе координатных сеток взрываемого и взорванного блока разработана методика определения размещения элементов сложноструктурных блоков в развале взорванной горной массы. Методика дает хорошие результаты при контактных линиях различной кривизны и разнообразной формы.

5. Определены геометрические характеристики элементов взорванного блока: площади фиксированных элементов взорванного блока, длины оконтуривающих горизонтальных и наклонных линий, коэффициенты разрыхления пород соответствующих элементу уступа в развале с использованием программы Автокад.

6. Указанные методики положены в основу прогнозирования размещения разнородных пород в развале и управления количественными и качественными потерями при разработке сложноструктурных месторождений за счет соответствующих ресурсосберегающих технологий отработки таких блоков.

7. Результаты разработок по управлению потерь апробированы на карьере Ушкатын – III Жайремского месторождения. Общий экономический эффект от использования новых технологий отработки сложноструктурных блоков месторождения Ушкатын - III Жайремского ГОКа составил 15 228 000 тенге.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Сатпаев К.И. Исследования Академии наук Казахстана по комплексному использованию руд цветных металлов // Вестник АН КазССР. Алматы, 1962. – Вып. 12. - С. 3-11.
- 2 Абдулин А.А., Беспяев Х.А. и др. Месторождения свинца и цинка Казахстана. Справочник. Изд. ИПЦ МСК РК, 1997.152с.
- 3 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. - Алматы: НИЦ "Ғылым", 2003. - 328с.
- 4 Ракишев Б.Р. Проект промышленной разработки Житикаринского месторождения хризотил асбеста на 2012 – 2016 гг.// Институт горного дело им. Д.А.Кунаева. - Алматы, 2012. – 59 с.
- 5 Проект промышленной разработки месторождения "Ушкатын-III" : в 3 т. - Астана, 2013. - Т. 1. - 245 с.
- 6 Проект промышленной разработки месторождения Бозшаколь: Центральный и Восточные участки ТОО «KazMineralsBozshakol (КазМинералз Бозшаколь)» Алматы, 2016.- Т.2.-170с.
- 7 Проект промышленной разработки месторождения Актогай. Алматы, 2013. - Т.1. - 187 с.
- 8 Боголюбов Б.П., Грачев Ф.Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. Алматы, 2012. – 100 с.
- 9 Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Определение параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы при использовании эмульсионных взрывчатых веществ. Взрывное дело. 2015. - № 114-71. С. 106-122.
- 10 Баранов Е.Г., Тангаев И.А. Опыт селективной разработки сложных месторождений. – Фрунзе: Илим, 1969. – 112с.
- 11 Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой их добыче. - М., 1975. - 224с.
- 12 Юматов Б.П., Байков Б.Н. Технология буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии. М., 1969. - 104с.
- 13 Гальянов А.В., Рождественский В.Н., Блинов А.Н. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. – Екатеринбург: ИГД УрОРАН, 1999. – 140с.
- 14 Парамонов Г.П., Лисевич В.В. Прогнозирование параметров развала горной массы при производстве взрывных работ. Международный научно-исследовательский журнал. 2016. - №4-6 (46). - С. 100-103.
- 15 Лапшин Н. С. Пути снижения потерь и разубоживания руды при открытой разработке рудных тел. Новаянаука: Стратегиии векторы развития. 2016. - № 6-1 (88).- С.31-34.
- 16 Жилияков Е.Г. Кабелко С.Г. Математическая модель развала буровзрывного блока и распределения содержания полезного компонента во взорванной горной массе. Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Экономика. Информатика. 2010. - Т.1, №13-1. - С.66-73.

17 Комащенко В.И., Голик В.И., Белин В.А., Гапоненко А.Л. Повышение эффективности взрывной отбойки на основе новых способов инициирования скважинных зарядов на карьерах. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2014. - №9. - С.293-304.

18 Жариков И.Ф., Опанасенко П.И. Разработка инженерных методов расчета параметров БВР. Взрывное дело. - 2008. - Т.100-57. - С.189-196.

19 Singh P.K., Roy M.P., Paswan R.K., Sarim M., Kumar S., Jha R.R., Rock fragmentation control in opencast blasting // Journal of rock mechanics and geotechnical engineering. - 2016. - Vol. 8. - P.225-237.

20 Sastry V.R. Rock blasting technology: The way forward. I international Conference on Recent Advances in Rock Engineering (RARE) Bengaluru. India, 2016. - P. 606-611.

21 Мельников Н.В. Избранные труды: Состояние и проблемы развития горной науки и техники СССР. - М.: Наука, 1992. - 230с.

22 Шешко Е.Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых, М. 1957. - 495с.

23 Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. - М.: Недра, 1985. - 549с.

24 Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. М., 1973. – 192с.

25 Болдырев В.А. Методика нормирования потерь и разубоживания на карьерах для условий крутопадающих рудных тел. // К вопросу улучшения учета и снижения потерь и разубоживания на рудниках цветной металлургии: Сб.ст. / Цветметинформация. – М., 1969 – 44с.

26 Ракишев Б.Р. Геотехнологическое управление качеством минерального сырья. - Алматы: КазНТУ, 2009. - 319с.

27 Казаков Н.Н., Викторов С.Д. Определение формы и параметров развала в карьерах. Вестник Российского университета дружбы народов. - 2007. - №2. - С.98-102

28 Покровский Г.И., Черниговский А.А. Расчет зарядов при массовых взрывах на выброс. - М.: Госгортехиздат, 1963.-88с.

29 Лаптев Ю.В., Кантемиров В.Д., Яковлев А.М. Компьютерное моделирование развала горной массы при селективной разработке. Альманах современной науки и образования. 2014. - №5-6 (84). - С.92-96.

30 Белин В.А., Крюков В.А., Вавер П.А., Жаворонко С.Н. Оценка параметров взрывного дробления горных пород на карьерах. Взрывное дело. 2009. - № 102-59. - С. 69-80.

31 Игнатенко И.М., Коновалов А.В., Овсянников А.Н. Компьютерная технология расчета параметров буровзрывных работ на карьерах. Черная металлургия. 2015. - №10 (1390). - С.35-37.

32 Бибики И.П. Обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на сложноструктурных месторождениях. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал).- 2010. - №8. С.102-110.

33 Кабелко С.Г. Компьютерное моделирование развала буровзрывного блока и распределения содержания полезных компонентов во взорванной горной массе //Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Экономика. Информатика. - 2010. - Т.15, № 13-1 (84).- С.84-92

34 Копылов С.В., Казаков Н.Н. Схемы и модели развала отбитой породы на карьерах. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2007. - Т.4, №12. - С. 41-46

35 Катанов И.Б. Модель для изучения процесса перемещения горной массы взрывом. Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2016. - №6 (117). - С.51-56.

36 Rossmann H.P., Uenishi K. Post-blast bench block stability assessment //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1997. - Т.34, № 3-4. - P. 627-632

37 Mattis A.R., Zaitsev G.D. Design of excavator of great init power for rock mining without blasting // Journal of Mining Science. - 2005. - Т. 36, №6 . - P. 562-566

38 Li, Guo-hui; Li, Ji; Wu, Xin. Factors affecting the rapid excavation speed of rock roadways based on the blasting method // International Conference on Energy, Environment and Materials Science (EEMS). Guangzhou, 2015. - С.441-444

39 Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F. and Xu G. Advanced Technology for Setting Out of Blastholes and Measurements while Drilling // 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Australia, 2015. - P. 593–598.

40 R. Mikhelson, S. Khomeriki, D. Khomeriki, K. Dzebisashvili, H. Tudeshki, S. Roszbach. The computer program of designing drilling and blasting operations in open-cast mine // Gospodarka surowcami mineralnymi . - 2008 . – Vol. 24, № 4. - P.163-169

41 R.M. Jara, A. Couble, X. Emery†, E.J. Magri, and J.M. Ortiz. Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning //The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy . - 2006. - Vol. 106. - P. 205-211

42 S. Esena, I. Onederra, H.A. Modelling the size of the crushed zone around a blasthole // Bilginb International Journal of Rock Mechanics & Mining. Sciences 40. - 2003. - P. 485–495.

43 Кабелко С.Г., Дунаев В.А., Герасимов А.В. Верификация компьютерной технологии прогнозирования развала взорванной горной массы в карьерах // Маркшейдерия и недропользование. - 2016. - Т.1, №3 (83). - С. 62-65.

44 Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах.– М., 1957. – 276с.

45 Механический эффект подземного взрыва. /Родионов В.Н., Адушкин В.В. и др. - М., 1971. – 200с.

46 Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. - М.: Недра, 1974.-224 с

47 Ефремов Э.И. Подготовка горной массы на карьерах. М.: Недра, 1980. -271 с.

- 48 Друкованный М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М.: Недра, 1973.-415с.
- 49 Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. М.: Недра, 1976. - 319 с.
- 50 Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Учебник для ВУЗов. – М.: МГГУ, 1994.– 448с.
- 51 Викторов С.Д., Закалинский В.М., Кочанов А.Н. // Взрывное дело. К вопросу о классификации горных пород по сопротивляемости взрывному разрушению.- М., 2014. - №111/68. - С.70-78.
- 52 Трубецкой К.Н., Захаров В.Н., Викторов С.Д., Жариков И.Ф., Закалинский В.М. Взрывное разрушение массивов горных пород при освоении недр. Проблемы недропользования. 2014. - №3. С.80-95.
- 53 Piyush, R; Nakan, S; Per-Arne, L; Uday, K. Measurement-while-drilling technique and its scope in design and prediction of rock blasting // International journal of mining science and technology. – 2016. – Т. 26 , Вып. 4. - С. 711-719
- 54 Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч.1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. - М.: Издательство "Горная книга", 2007. - 471с.
- 55 Taherkhani, H.; Doostmohammadi, R. A tool for evaluating the effect of rock mass mechanical parameters on blasting results in open pit mining. Journal of mining science Том: 51 Выпуск: 4 С.: 730-742, 2015.
- 56 Казаков Н.Н., Лапиков И.Н., Шляпин А.В. Категория взрываемости горных пород. // Взрывное дело. –М., 2014. -№111/68. - С.49-60.
- 57 S.D.Viktorov, V.M.Zakalinsky. The development of ideas for improving explosive destruction of rock masses – the basis of progress in mining // Записки Горного института. – Киев, 2014. - Р.30-36
- 58 Модернизация технологий взрывных работ на карьерах с использованием инновационных методов определения их параметров: отчет о НИР (заключительный) / КазНИТУ им. К. И. Сатпаева: Ахметов Е.Н. – Алматы, 2015. - С.233
- 59 Ракишев Б.Р., Шампикова А.Х. Конфигурация различных частей уступа в развале взорванных пород // Вестник КазНТУ. – Алматы , 2015 . - №5. - С 215-220.
- 60 Ракишев Б.Р., Шампикова А.Х., Казангапов А.Е. Размещение зон мелкого, среднего и крупного дробления в развале пород. // Взрывное дело М., 2015. – №114/71. - С. 49-60.
- 61 Ракишев Б.Р., Шампикова А.Х., Казангапов А.Е. Прогнозирование конфигурации различных по форме тел в развале взорванных пород. XIV Международная конференция. Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр. М., 2015 - С. 111-113
- 62 B.R.Rakishev., A.H.Shampikova., A.E.Kazangapov. Geometric Features of different parts lost in the collapse of the blasted rock // International Applied Engineering research. India, 2016 . - Vol. 11, №. 21. - P.10447-10453
- 63 B.R.Rakishev., A.H.Shampikova., A.E.Kazangapov. The reason for

choosing practical schemes of selective ore mining from complex structured blocks // International Conference on European Sciences and Technology. Germany, 2016.- P. 72-78

64 Казаков Н.Н., Шляпин А.В. Развал породы взрывом по естественным отдельностям // Взрывное дело - М., 2015. - №114/71. С.97-106.

65 Секисов Г.В., Секисов А.Г., Зыков Н.В., Лавров А.Ю. Оконтуривания рудных тел с выделением переходных зон как основа для выбора параметров бвр, схем селективной выемки и отдельной переработки разносортных руд. // Горный информационно-аналитический бюллетень . - 2012. - №1 - С. 312-323.

66 Фокин В. А. Развитие теории проектирования буровзрывных работ на предельном контуре карьера. Апатиты 2005. - 46с.

67 Жариков И.Ф. Аналитический метод прогнозирования результатов взрывного перемещения вскрышных пород. Взрывное дело. 2015. - № 71. - С. 71-82.

68 Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Определение параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы при использовании эмульсионных взрывчатых веществ. Взрывное дело. 2015. - № 71. С. 106-122.

69 Александрова Н.И., Шер Е.Н. Моделирование разрушения блочных горных пород взрывом цилиндрического заряда. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2006.- №1. - С.31-38

70 Рахманов Р.А. Совершенствование технологии буровзрывных работ при дроблении разнопрочных горных массивов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015.- № 1. - С.453-465

71 Рождественский В.Н. О трансформации структуры горного массива при интенсивном дроблении сложноструктурных пород // Известия вузов. Горный журнал, - 2007. - №2. - С.55-61.

72 Рождественский В.Н., Пьянзин С.Р., Зырянова Т.М. Взрывание скважинных зарядов в условиях подпора из ранее взорванной горной массы при дроблении крупноблочных пород // Взрывное дело. - 2012. - № 65. - С. 117-125.

73 Фокин В. А., Тарасов Г. Е., Тогунов М. Б., Данилкин А.А., Шитов Ю. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на предельном контуре карьеров. Апатиты 2008, 224с.

74 Секисов Г.В. Повышение полноты выемки и качества руд на карьерах. - Фрунзе: Илим, 1970. - 185 с.

75 Секисов Г.В., Таскаев А.А. Раздельная выемка руд на карьерах / АН КиргССР ИФ и МГП. Фрунзе: Илим, 1986. - 173 с.

76 Пьянзин С.Р., Рождественский В.Н., Кочнев К.А., Кабелко С.Г. Прогнозирование распределения полезного компонента в развале взорванной горной массы при больших удельных расходах вв // Проблемы недропользования. - 2014. - № 1.- С. 114-120.

77 Шампикова А.Х., Сейтулы К. Ашық тау-кен жұмыстарының даму үрдістері // Горный журнал Казахстана. – 2014. - №9.- С.18-20.

Приложение А
Акт опытно-промышленной проверки диссертационной работы



«ЖӘЙРЕМ КЕН БАЙЫТУ
КОМБИНАТЫ»
АКЦИОНЕРЛІК ҚОҒАМЫ

АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«ЖАЙРЕМСКИЙ
ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМБИНАТ»

Исх. 05-2226
От 10.08 2016 г.

АКТ
опытно-промышленной проверки результатов
диссертационной работы доктора PhD Шампиковой А.Х.

Настоящим актом подтверждается, что результаты диссертационной работы «Обоснование ресурсосберегающей технологии обработки сложноструктурных рудных блоков на карьерах», выполненной Шампиковой А.Х., представленной на соискание ученой степени доктора философии PhD по специальности 6D070700 – «Горное дело» апробированы в условиях производства в июле и августе 2016 г. На карьере Ушкатын-III Жайремского ГОКа на горизонтах+312-300, +324-312 в породах III-IV категорий взрываемости было проведено три опытно-промышленных взрыва с общим объемом горной массы 285 000 м³.

Взрываемые блоки заряжались неперехохранительными ВВ I и II класса. Взрывчатые вещества I класса для обводненных скважин – гранулотол, водостойчивое эмульсионное, ВВ. Взрывчатые вещества II класса для сухих скважин – игданит, гранулит АС6 или гранулит АС-8, ANFO и т.п. Паспорта буровзрывных работ – стандартные.

Предложенная методика прогнозирования размещения разнородных пород различной конфигурации и размеров в развале взорванной горной массы служит основанием для выбора ресурсосберегающих технологий обработки сложноструктурных блоков. По результатам проведенных взрывов предложенные рекомендации позволили значительно снизить количественные и качественные потери полезного ископаемого.

Если потери по данным геолого-маркшейдерской службы рудника составляют 6%, то при использовании новой методики, рекомендованной автором они составили 3%, т.е. потери руды снизились в два раза. При объеме добычи сложноструктурной руды в размере 90 000 т в год дополнительно будут вовлечены в эксплуатацию минеральные ресурсы в объеме 2700 т. Экономический эффект от ресурсосбережения составил 15 228 000 тенге. На этом основании предусмотрено дальнейшее использование исследований авторов в АО «Жайремском горно-обогатительном комбинате».

Исполнительный директор
по производству
АО «Жайремский ГОК»



Абдраманов Д.К

Республика даңғылы, 40
Қарағанды қаласы
Қазақстан Республикасы, 100024
Мұратбаева көшесі, 20 Қаражал
Қаласы, Жәйрем к.
Қарағанды облысы 100702

проспект Республики,40
г. Караганда
Республика Казахстан
100024
ул.Муратбаева, 20
г. Каражал, п.Жайрем
Қарагандинская область
100702

БИН 940 940 000 255
тел.: +7 (71043) 23291,
e-mail: zhairem.info@kazzinc.com



Приложение Б
Акт внедрения результатов исследований в учебный процесс КазНТУ им.
К.И.Сатпаева

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по академической
работе КазНТУ им.К.И.Сатпаева
Р.Искаков

«*29*» *Июль* 2017г.



АКТ
внедрения результатов исследований по диссертации
докторанта PhD Шампиковой А.Х.
в учебный процесс

Комиссия в составе:

Председатель Абишева З.С., директор ГМИ им.А.О.Байконурова, д.т.н.

Члены: Рысбеков К.Б. зав.кафедрой «Горное дело», к.т.н.

Молдабаев С.К., профессор каф.ГД, д.т.н.

Сандибеков М.Н., ассоциированный профессор каф.ГД, к.т.н.

рассмотрели материалы диссертации Шампиковой А.Х. «Обоснование ресурсосберегающей технологии отработки сложноструктурных рудных блоков на карьерах»

Результаты диссертационной работы Шампиковой А.Х. по теме «Обоснование ресурсосберегающей технологии отработки сложноструктурных рудных блоков на карьерах», выполненной на кафедре «Горное дело» Казахского национального исследовательского технического университета им.К.И.Сатпаева внедрены в учебный процесс бакалавров по специальности 5В070700 – «Горное дело» по дисциплине «Процессы открытых горных работ».

Использование материалов диссертационной работы Шампиковой А.Х. позволяет более полно и наглядно раскрыть студентам особенности методики определения геометрического и компьютерного моделирования внутренней структуры развала пород при различных условиях взрывания сложноструктурных блоков. С помощью программы AutoCAD рассчитываются коэффициенты разрыхления и площади сечений блоков взорванной горной массы.

Полученные результаты по определению размещения разнородных пород в развале взорванной горной массы позволяют целенаправленно управлять горно-технологическими характеристиками сложноструктурных блоков в развале. Данная расчетная методика обеспечивает существенное снижение количественных и качественных потерь руды при отработке сложноструктурных месторождений.

Директор ГМИ

З. Абишева

Заведующий каф.
«Горное дело»

К. Рысбеков

Проф.кафедры ГД

С. Молдабаев

Ассоциированный проф.
кафедры ГД

М. Сандибеков

Научный руководитель

Б. Ракишев